
monastery hill bindery

ANNALES
DES MINES

Les ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'Administration des Mines et sous la direction d'une Commission spéciale, nommée par le Ministre des Travaux publics, des Postes et des Télégraphes. Cette Commission, dont font partie le directeur des mines, des voies ferrées d'intérêt local et des distributions d'énergie électrique, et le directeur du personnel et de la comptabilité, est composée ainsi qu'il suit :

L'Administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des ANNALES DES MINES pour être envoyés soit, à titre de don, aux principaux établissements nationaux et étrangers consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit, à titre d'échange, aux rédacteurs des ouvrages périodiques, français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts.

Les ANNALES DES MINES sont *ouvertes à tous les auteurs* sans distinction d'origine. Les mémoires ou articles présentés pour insertion doivent, ainsi que la correspondance, être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux publics, des Postes et des Télégraphes*, à M. l'ingénieur en chef, secrétaire de la Commission des ANNALES DES MINES ; ils sont soumis à l'examen de la Commission, qui statue sur leur insertion.

Les auteurs reçoivent *gratis* 20 exemplaires de leurs articles.

Ils peuvent faire faire des tirages à part, à raison de 9 francs par feuille jusqu'à 50, 10 francs de 50 à 100, et 5 francs en plus pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. — Le tirage à part des planches est payé 10 francs par planche et par cent exemplaires ou fraction de centaine. Les planches extraordinaires sont payées au prix de revient.

Le brochage, y compris couverture imprimée et faux frais, est payé, pour une feuille seule ou une fraction de feuille, 3 francs le premier cent et 1f,25 pour chaque centaine ou fraction de centaine en plus. Pour chaque planche, ou chaque nouvelle feuille de texte, il sera payé 0f,25 par chaque centaine d'exemplaires.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par livraisons, qui paraissent tous les mois.

Les douze livraisons annuelles forment trois volumes, dont deux consacrés aux matières scientifiques et techniques, et un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. Ils contiennent ensemble 120 feuilles d'impression et 24 planches gravées environ.

Le prix de l'abonnement est de 20 francs pour Paris, de 24 francs pour les départements et de 28 francs pour l'Étranger.

Tours. — Imprimerie DESLIS FRÈRES.

ANNALES
DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT

PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS
DES POSTES ET DES TÉLÉGRAPHES

DIXIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME XIX.

PARIS

H. DUNOD ET E. PINAT, ÉDITEURS

47 et 49, Quai des Grands-Augustins, 47 et 49

—

1911

ANNALES
DES MINES

NOTE
SUR LES
INSTALLATIONS DE BAINS-DOUCHES
POUR LES OUVRIERS MINEURS, EN BELGIQUE

Par M. KUSS, Inspecteur général des Mines.

Lorsqu'on étudie la réglementation actuelle des mines belges, on reconnaît qu'aucune disposition légale ou réglementaire n'impose à ce jour aux exploitants l'obligation de fournir à leurs ouvriers le moyen de se nettoyer au sortir des travaux souterrains.

Une loi du 2 juillet 1899 a bien autorisé le Gouvernement à prescrire les mesures propres à assurer la salubrité des ateliers ou du travail et la sécurité des ouvriers dans les entreprises industrielles et commerciales dont l'exploitation présente des dangers, même lorsqu'elles ne sont pas classées comme dangereuses, insalubres ou incommodes. Les mesures ainsi prescrites peuvent être imposées tant aux ouvriers, s'il y a lieu, qu'aux patrons ou chefs d'entreprise. Mais le Gouvernement n'a pas usé du droit que pouvait lui conférer cette loi pour imposer dans les mines les bains-douches. On a jugé préférable d'insérer dans un projet de revision de la loi du 21 avril 1810, voté par le Sénat et soumis actuellement à la Chambre des députés, un article spécial libellé comme suit :

« *Art.* 35. — Les concessionnaires doivent établir des bains-douches mis à la disposition des ouvriers.

« Un arrêté royal déterminera les conditions dans lesquelles des bains-douches doivent être établis à chaque siège d'exploitation des mines de houille en activité et fixera les délais accordés pour leur mise en service. »

Mais, si les exploitants de mines ne peuvent actuellement être contraints d'assurer à leurs ouvriers les moyens de réaliser leur propreté corporelle, un nombre croissant d'entre eux comprennent qu'ils ont à cet égard un véritable devoir à remplir. L'exemple a été donné par les mines de la province de Liège, grâce aux conseils, aux publications et à l'insistance de M. l'inspecteur général Libert ; il commence à être suivi dans le bassin de Charleroi et gagnera sans doute bientôt le Borinage (bassin de Mons).

Je ne puis mieux faire connaître la situation actuelle que par divers emprunts à l'intéressante notice explicative de l'exposition collective des charbonnages à l'Exposition universelle de Bruxelles 1910.

On compte en Belgique, pour une production annuelle de 23 à 24 millions de tonnes de houille, 278 sièges d'extraction, avec une production moyenne de 85.000 tonnes seulement par siège.

Les 278 sièges en activité comportent 622 puits, dont un grand nombre sont très anciens : 7 de ces puits dans le Couchant-de-Mons, 15 à Charleroi, soit ensemble 22, dépassent 1.000 mètres de profondeur. La profondeur moyenne générale n'est pas inférieure à 530 mètres ; il résulte de cette circonstance et de l'allure des couches, généralement peu puissantes, grisouteuses et poussiéreuses, que, malgré l'activité de la ventilation, beaucoup d'ouvriers travaillent au fond dans des conditions hygiéniques difficiles.

Le rendement annuel moyen de l'ouvrier du fond, pour

300 journées de travail, n'est que de 237 tonnes. La population ouvrière totale peut être évaluée à 145.000 personnes, se décomposant comme suit :

Ouvriers à veine.......	25.000	total.....	105.000
Autres ouvriers du fond,	80.000		
Ouvriers de la surface.....................			40.000

Sur les 278 sièges d'extraction en activité, 42, occupant ensemble 21.560 ouvriers au fond, soit un peu plus de 20 p. 100 de la population totale des charbonnages, étaient, au 1er avril 1910, pourvus de bains-douches de construction moderne.

Les exploitants belges, ou du moins un certain nombre d'entre eux, considèrent, en effet, qu'il est du plus haut intérêt, au point de vue de l'hygiène générale, que l'ouvrier mineur, en remontant des travaux souterrains, sali par la poussière charbonneuse, les habits mouillés par le séjour dans un milieu plus ou moins humide, puisse se laver complètement et endosser des vêtements secs pour le retour au logis familial, quelquefois assez éloigné, afin d'éviter de contracter ainsi des maladies dangereuses. La question présente un haut intérêt au point de vue de la moralité et de la dignité humaine. Quand l'ouvrier mineur retourne chez lui sans être lavé, il ne jouit pas de la même considération que les autres ouvriers ; il paraît, aux yeux du public, appartenir à une classe inférieure de la société. Habitant souvent une maison comprenant un petit nombre de pièces, il est obligé de se déshabiller et de faire sa toilette devant ses jeunes enfants ; la préparation de ce qui lui est nécessaire occupe la ménagère déjà chargée de nombreux travaux. Loin de favoriser l'intempérance, comme on l'avait annoncé, l'établissement de lavoirs aux sièges d'exploitation éloigne les ouvriers des cantines ; la douche, en même temps qu'elle les nettoie, les rafraîchit et les repose.

Il est intéressant de signaler que les ouvriers, que l'on avait trop souvent représentés comme hostiles à l'innovation des bains-douches, ont vite compris les avantages que ces bains pouvaient leur procurer. Aussi le succès des installations existantes s'affirme-t-il chaque jour davantage. On a constaté qu'en 1909, sur 21.560 ouvriers du fond disposant des bains-douches dans les 42 sièges pourvus de ces installations, le nombre de ceux qui les utilisent volontairement était déjà de 16.650, soit de 77,3 p. 100. Pour rester tout à fait dans la vérité, je dois indiquer cependant que, dans certains charbonnages, les ouvriers qui refusent de se laver sont considérés par la direction comme de mauvaises têtes et rapidement congédiés. Mais je tiens du directeur même qui m'a signalé ce fait que, sans être tout à fait libres de s'abstenir des bains-douches, les ouvriers de son charbonnage, dans la très grande majorité, en apprécient si bien le bienfait qu'il a pu cesser dans un de ses sièges, un peu déshérité jusque-là, de donner aux ouvriers une haute paye de 50 centimes par jour, à partir du moment où ce siège a été pourvu d'une bonne installation balnéaire. Ce directeur, qui a volontairement fait des installations très soignées, luxueuses mêmes, pour ses ouvriers, se déclare absolument satisfait de l'initiative qu'il a prise et considère que cette initiative a constitué pour lui une excellente opération économique.

Le grand avantage des bains-douches, leur incontestable supériorité sur tous les autres procédés de lavage, c'est que, malgré la faible consommation d'eau, une trentaine de litres seulement par bain, on parvient à assurer les conditions les plus favorables pour l'hygiène. L'eau se distribue par une canalisation générale à une température de 38° environ. L'eau sale est évacuée immédiatement, grâce à la pente soigneusement réglée du sol, par des canalisations souterraines; le nettoyage des locaux s'effectue

facilement et d'une façon très efficace à l'aide de la lance. J'ai été frappé partout de l'absolue propreté des installations que deux ouvriers âgés, payés chacun 3 francs par jour, suffisent à entretenir en parfait état de netteté.

Tandis qu'en Westphalie, où les bains-douches sont obligatoires dans tous les sièges d'exploitation depuis l'arrêté du 12 mars 1900, l'installation des douches est faite, en général, dans une grande salle, sans compartimentage, où tous les ouvriers adultes se nettoient en commun, le principe qui a prévalu en Belgique et qui y est exclusivement adopté est l'isolement de l'ouvrier, pour sa douche, dans une cabine spéciale à un ou à deux compartiments; dans le premier cas, l'accès de la cabine est défendu habituellement par une porte, dans le second par un rideau ou par une disposition en chicane qui assure l'isolement dans le compartiment intérieur. Les cloisons séparatives des cabines se font en tôle unie ou ondulée, en briques émaillées, en carreaux de faïence, en marbre ou en verre épais. Les cloisons en tôle sont d'une construction plus économique que les autres, mais d'un entretien moins facile. Leur conservation peut être efficacement assurée soit par la galvanisation, soit mieux par la peinture de temps en temps renouvelée.

Les locaux, sauf de rares exceptions, sont chauffés soit par de la vapeur vive détendue à 2 atmosphères, soit par de la vapeur de décharge à basse pression, circulant dans des tuyaux à ailettes ou dans des radiateurs.

L'éclairage artificiel est obtenu par la lumière électrique à arc ou à incandescence.

Les pavements des locaux sont en carreaux céramiques, en ciment monolithe ou en asphalte; les pavements en asphalte sont toutefois peu répandus, ceux en ciment sont les plus nombreux ; les carreaux céramiques sont réservés aux installations revêtant un certain luxe. Les parois

sont souvent cimentées et assez fréquemment revêtues de faïences sur 2 mètres environ de hauteur.

Indépendamment de larges baies occupées par des fenêtres à ouvrants, la ventilation est généralement assurée par des mitres émergeant au-dessus des toitures.

En ce qui concerne l'eau employée et chauffée à la vapeur, à l'aide de simples tuyaux ou d'appareils plus perfectionnés basés sur le principe des injecteurs, la distribution en est assurée par une série de robinets manœuvrés par le surveillant du lavoir et placés à l'origine des diverses tuyauteries. L'ouvrier ouvre lui-même et referme le robinet spécial à la cabine dans laquelle il a pris place. L'eau employée est empruntée de préférence à un puits alimentaire ou à une distribution communale d'eau alimentaire; dans ce dernier cas, à 0 fr. 20 le mètre cube, la dépense de ce chef, pour 30 litres, est de $0^{cm},6$ par bain.

L'ouvrier, arrivant à la mine vers cinq heures et demie du matin avec des vêtements propres et un paquet de vêtements de travail secs, passe d'abord au vestiaire où il revêt ses vêtements de travail. La conservation des vêtements de ville, si l'on peut ainsi s'exprimer, ou de route, se fait de deux manières essentiellement différentes.

Le plus ancien système, qui est encore peut-être le meilleur, consiste à faire usage de monte-habits à crochets auxquels l'ouvrier suspend, ordinairement dans un sac, les effets de route qu'il vient de quitter et qu'il hisse ensuite à l'aide de cordelettes ou mieux de chaînettes au sommet des salles de vestiaires généralement très élevées. La cordelette ou la chaînette est fixée par l'ouvrier au moyen d'un cadenas lui appartenant, dont seul il a la clé. Les vêtements de route ainsi suspendus dans une atmosphère tiède et bien aérée y sèchent par-

faitement si l'ouvrier a été mouillé en venant à la fosse.

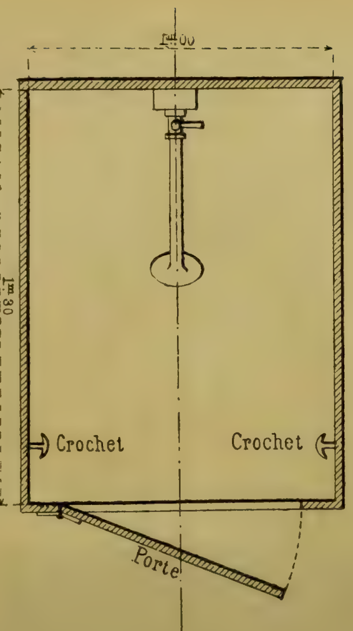
Le second moyen consiste dans l'emploi d'armoires métalliques en tôle pleine ou mieux perforée pour ménager la ventilation. Ce système est actuellement assez répandu; il exige des locaux moins élevés que celui des monte-habits; on peut remiser dans les armoires, sans inconvénient, des objets lourds, chapeaux de cuir, éventuellement haches ou autres outils. Mais il semble bien, même en disposant les armoires au-dessus de tuyaux de chauffage à ailettes, que l'aération des vêtements déposés y soit moins bien assurée qu'avec le système, en apparence un peu primitif, des monte-habits.

Dans l'ensemble des installations belges pour ouvriers du fond, on compte actuellement 16.676 monte-habits et 4.896 armoires métalliques.

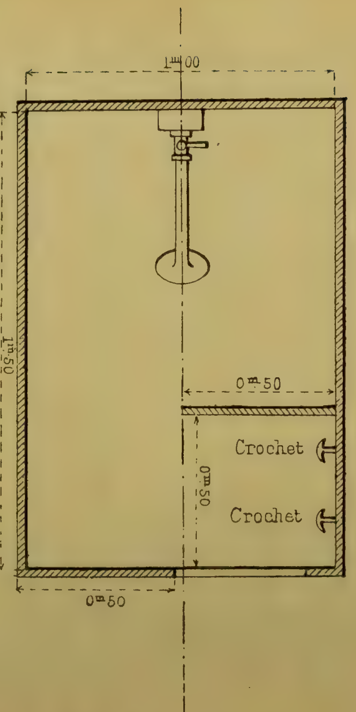
Au sortir de la mine, à partir de trois heures de l'après-midi, l'ouvrier repasse au vestiaire, s'y dévêt partiellement en ne conservant généralement sur lui que son pantalon de travail et y prend une partie de ses vêtements de route, sa ou ses serviettes, son savon, puis se rend dans l'une des cabines de douches voisines.

Les cabines mesurent en général 1 mètre de largeur sur une profondeur qui peut varier de $1^m,25$ à $1^m,80$, selon qu'il existe ou non une division en deux compartiments par une demi-cloison ; dans le compartiment avant, à l'abri de toute projection d'eau, l'ouvrier accroche à un petit portemanteau les vêtements indispensables à une toilette sommaire. Le système de cabines à un seul compartiment est évidemment plus simple, mais il réalise un isolement moins complet et cette considération peut empêcher certains ouvriers de faire usage des douches. Les types les plus habituels des cabines sont représentés par les croquis ci-contre.

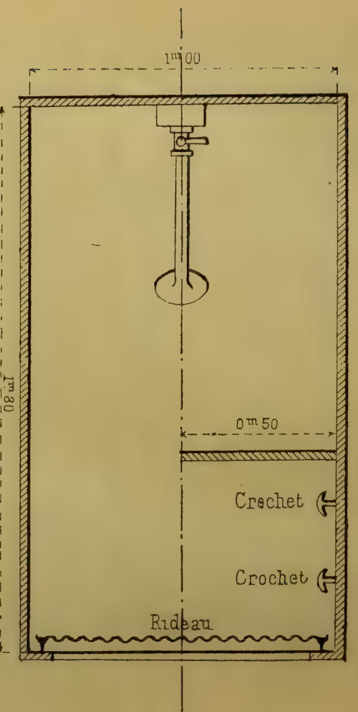
J'ai constaté personnellement que la durée totale de séjour de l'ouvrier dans la cabine se rapproche de dix



Cabine à un seul compartiment avec porte.



Cabine à 2 compartiments avec demi-cloisons en chicane.



Cabine à 2 compartiments à rideau.

minutes. On indique souvent de cinq à dix minutes ; il se peut que, dans les installations où le nombre des cabines est relativement faible, l'impatience des ouvriers qui attendent leur tour oblige ceux qui sont entrés dans les cabines à se contenter de cinq minutes, mais je n'en ai pas vu d'exemple, et je crois qu'il est prudent de compter sur dix minutes. La durée totale de la remonte du poste le plus chargé étant, pour les ouvriers à veine et pour ceux qui les accompagnent, d'une heure environ, on peut apprécier qu'à ce poste une même cabine pourra servir à donner leur douche successivement à six ouvriers.

L'ouvrier, au sortir de la douche, a revêtu son pantalon propre, parfois sa chemise ; il emporte les vêtements sales avec lesquels il y était entré ; il achève ensuite sa toilette au vestiaire et s'en va, avec le paquet de ses vêtements de travail humides, serrés dans une serviette. Pendant la journée du lendemain, sa femme nettoiera et fera sécher ces vêtements ; l'ouvrier en a nécessairement deux jeux complets.

Au total, un quart d'heure environ après être entré à l'établissement, l'ouvrier en ressort complètement propre, certainement beaucoup plus propre que la grande majorité des citoyens d'autres métiers qu'il pourra rencontrer.

Dans une ou deux compagnies, on a même entrepris d'affranchir l'ouvrier mineur de la sujétion résultant du transport de ses vêtements de travail. On y fait effectuer à la mine même le lavage, le séchage, le raccommodage desdits vêtements, moyennant une faible rétribution. Il semble vraiment que ce soit aller un peu loin et qu'il ne soit pas nécessaire d'affranchir la femme du mineur, assez peu occupée en somme, de tout travail de ce genre. Ces organisations de lavage des vêtements à la mine ne s'imposent guère que dans les mines, assez rares, dont le personnel habite en partie trop loin pour pouvoir rentrer au logis tous les jours ; on trouve dans quelques mines,

pour les ouvriers qui ne retournent ainsi chez eux que le samedi, non seulement des buanderies, mais aussi des réfectoires et des dortoirs. Ce sont et resteront certainement des exceptions.

La surface occupée par toute l'installation dépend principalement de l'importance du poste le plus nombreux, celui du jour, en ce qui concerne le nombre des cabines, mais elle dépend du personnel total pour ce qui concerne le nombre des monte-habits ou des armoires, puisque chaque ouvrier doit avoir son cadenas et son crochet ou son armoire.

On peut admettre qu'une surface utile minimum d'environ 50 mètres carrés par 100 monte-habits est nécessaire quand le vestiaire et le lavoir se trouvent dans des locaux distincts et que cette surface peut à la rigueur être réduite d'un quart quand le contraire a lieu. Au siège Le Quesnoy, à Bois-du-Luc, le vestiaire, comprenant 800 monte-habits, mais pouvant en recevoir 1.000, occupe une salle de 23 mètres de long, 14 mètres de large et 12^{m},50 de hauteur; la surface utile est donc de 322 mètres carrés. Les douches, au nombre de 80, occupent une salle contiguë de 21 mètres de long sur 14 de large ou de 294 mètres carrés. L'ensemble occupe donc 616 mètres carrés.

Au siège n° 8 de Monceau-Fontaine, le vestiaire occupe une surface de 37^{m},50 sur 12^{m},50 ou de 468 mètres carrés; il contient 600 monte-habits et pourra en recevoir 800, tout en restant peu encombré. La surface consacrée aux 120 douches des ouvriers (dont 102 seulement sont actuellement intallées) est de 325 mètres carrés. Au total, à Monceau, la surface pour 800 monte-habits est sensiblement de 800 mètres carrés. Mais l'installation de Monceau est exceptionnellement ample.

Dans l'ensemble des 43 sièges considérés, le nombre

des monte-habits ou des armoires est de 21.572 et le nombre correspondant des cabines de douches de 1.814, ce qui correspond à 8,4 cabines pour 100 monte-habits ou pour 100 ouvriers. Le minimum ne descend guère, dans les installations de quelque importance, au-dessous de 5 cabines pour 100 monte-habits; le maximum (17 0/0) est celui de Monceau-Fontaine n° 8.

En réalité, le nombre des cabines nécessaires dépend, non point du personnel total du fond, mais seulement du personnel du poste le plus chargé ou, plus exactement, du nombre des ouvriers qui sortent de la mine à des intervalles rapprochés, c'est-à-dire de celui des ouvriers de l'abatage, dans toutes les mines où les rouleurs et les hercheurs ne sortent pas en même temps que les piqueurs. On est d'accord pour déclarer qu'il ne faut pas exposer l'ouvrier à attendre sa douche plus de quelques minutes, cinq ou dix au maximum. On détermine donc la durée du trait, toutes manœuvres comprises, pendant la sortie du personnel. Si l'on admet dix minutes pour la durée d'une douche et si la durée du trait est également de dix minutes, il faudra un nombre de cabines égal au nombre des ouvriers remontés par trait. Il est clair que si la durée du trait s'abaissait à cinq minutes, le nombre des ouvriers entrant au vestiaire dans un temps donné doublerait et qu'il faudrait par suite doubler le nombre des cabines. En résumé, le nombre des cabines doit être égal au nombre des ouvriers par trait, multiplié par le rapport de la durée du bain à la durée du trait.

A Bois-du-Luc, par exemple, siège Le Quesnoy, comprenant deux puits pour la sortie des ouvriers, le trait dure 9 minutes à chaque puits ; il sort en tout, par trait, 80 ouvriers. On estime à 8 ou 10 minutes, 9 minutes en moyenne, la durée nécessaire de la douche : on a installé 80 cabines.

A Monceau-Fontaine, siège n° 8, la durée du trait est de

4 minutes 30 secondes, le nombre d'ouvriers par trait de 51. On a admis 9 minutes environ par douche et établi :

$$51 \times \frac{9}{4,5} = 102 \text{ cabines de douches.}$$

Si l'on veut être plus au large, on dépassera même légèrement cette formule, mais cela ne paraît pas nécessaire.

Le tableau qui termine la présente note fait connaître le coût approximatif de chacune des 42 installations actuellement existantes. Il montre que, pour l'ensemble de ces 42 installations, la dépense de premier établissement s'est élevée à 1.890.000 francs, soit à 45.000 francs en moyenne pour chacune ou à 90 francs environ par ouvrier du fond. Si l'on rapporte la dépense de premier établissement non point au nombre actuel des ouvriers du fond desservis, mais à celui des monte-habits susceptibles d'être installés dans les bâtiments existants, on constate qu'à Monceau-Fontaine n° 8, la dépense de premier établissement par monte-habits s'est élevée à 225 francs, mais il faut dire, pour expliquer ce chiffre exceptionnellement élevé, que la dépense totale de 180.000 francs comprend non seulement le lavoir pour ouvriers du fond, mais encore celui des surveillants, les bains-douches pour ingénieurs, le lavoir pour femmes de la surface, la lampisterie et une longue passerelle reliant directement le lavoir, par-dessus les voies de service, avec le moulinage. Si l'on ne fait entrer en compte que la dépense pour les bains-douches proprement dits des ouvriers du fond, il semble qu'une installation neuve de quelque importance puisse être établie moyennant 100 à 120 francs par monte-habits. Au siège Le Quesnoy, des charbonnages de Bois-du-Luc, le coût total, pour 800 monte-habits et 80 douches, a été le suivant :

	Vestiaire	Lavoir	Total
Terrain...........	1.785 fr.	1.765 fr.	3.550 fr.
Bâtiment..........	26.000	25.600	51.600
Fournitures.......	7.078	17.548	24.626
Totaux......	34.863 fr.	43.914 fr.	79.776 fr.

soit sensiblement 100 francs par monte-habits.

Il y a lieu de s'attendre à ce qu'en France, avec des installations du même genre, la dépense ne soit pas inférieure à 120 francs par ouvrier du fond pour les sièges occupant un millier de ces ouvriers.

En admettant un taux de 10 0/0 pour l'intérêt et l'amortissement du capital, ainsi que pour les réparations courantes, soit de 12 francs par an, et un nombre de 300 bains par ouvrier, le bain sera grevé de ce chef d'une charge de 0 fr. 04. Le prix de revient proprement dit du bain, y compris entretien, nettoyage, consommation d'eau, de vapeur, d'électricité, pourra descendre avec une bonne installation à 0 fr. 04. J'estime en conséquence à 0 fr. 08 environ, tout compris, ou, à la rigueur, à un maximum de 0 fr. 10 le prix du bain par ouvrier du fond pour chaque journée de travail. Comme on sait qu'en France, ou tout au moins dans le Nord et le Pas-de-Calais, la production est sensiblement d'une tonne par journée d'ouvrier du fond, le service des bains-douches, supposé fonctionner au complet, pourra grever la tonne d'une charge maximum de 10 centimes. Je ne crois pas que ce soit payer trop cher le bienfait qui en résultera pour la population ouvrière et indirectement pour les exploitants de mines eux-mêmes : j'ai indiqué déjà plus haut l'influence constatée des bains-douches sur la facilité de recrutement du personnel.

Certaines sociétés charbonnières belges ne se sont pas bornées à fournir aux ouvriers du fond des lavoirs plus ou moins confortables, quelquefois même luxueux. Elles ont aussi mis lesdites installations à la disposition

NOM DU CHARBONNAGE	NOM DU SIÈGE	NOMBRE DE monte-habits	NOMBRE DE armoires métal-liques	NOMBRE DE cabines de douches	COUT de l'installa-tion	NOMBRE D'OUVRIERS du fond	NOMBRE D'OUVRIERS utilisant les douches
					francs		
Bois du Luc	Le Quesnoy.	800	»	80	80.176	420	42[illegible]
Fontaine l'Évêque	n° I.	500	»	22	21.000	500	25[illegible]
—	n° II.	600	»	31	36.000	507	33[illegible]
Monceau-Fontaine et Martinet	n° 14.	500	»	71	120 000	375	37[illegible]
—	n° 17.	428	»	56	80.000	280	28[illegible]
—	n° 8.	600	»	102	180.000	530	53[illegible]
—	n° 18.	»	688	76	60.000	525	52[illegible]
Roton-Farciennes et Oignies-Aiseau	Saint-Henri.	285	»	16	25.525	480	28[illegible]
Tamines	Sainte-Barbe.	»	384	20	18.000	334	16[illegible]
Ougrée-Marihaye	Ougrée.	»	276	66	40.000	334	30[illegible]
—	Flémalle.	»	370	33	35.400	298	23[illegible]
—	Vieille-Marihaye.	650	»	40	43.000	638	56[illegible]
John-Cockerill	Colard.	1.000	»	60	50.000	1.007	96[illegible]
Six-Bonniers	Nouveau.	»	616	50	46.830	540	54[illegible]
Kessales	Artistes.	300	»	15	18.473	407	25[illegible]
—	Xhorré.	400	»	20	25.000	460	35[illegible]
—	Kessales.	400	»	20	22.000	536	38[illegible]
Concorde	Grands-Makets.	400	»	24	60.000	400	28[illegible]
Arbre Saint-Michel	Halette.	136	»	22	7.255	355	12[illegible]
Gosson-Lagasse	n° I.	672	»	33	45.800	785	44[illegible]
—	n° II.	800	»	42	56.700	925	60[illegible]
Patience et Baujonc	Fanny.	600	»	50	53.000	600	42[illegible]
L'Espérance et Bonne Fortune	Bonne-Fortune.	620	»	42	35.000	560	40[illegible]
—	Saint-Nicolas.	608	»	44	35.000	579	45[illegible]
—	L'Espérance.	630	»	42	35.000	700	41[illegible]
Bois d'Avray	Perron.	387	»	27	37.000	281	2[illegible]
—	Val-Benoît.	201	»	20	8.500	203	1[illegible]
—	Bois d'Avroy.	400	»	40	13.400	342	3[illegible]
La Haye	Piron.	600	»	50	31.200	897	6[illegible]
—	Saint-Gilles.	400	»	40	30.100	861	6[illegible]
Bonne-fin	Aumonier.	400	»	38	25.300	569	5[illegible]
—	Sainte-Marguerite	470	208	49	41.500	613	4[illegible]
Bonne-Espérance, Batterie et Violette	Batterie.	»	1.292	136	150.000	1.040	9[illegible]
Bonne-Espérance, Batterie et Violette	Bonne-Espérance.	1.200	»	96	68.000	973	9[illegible]
Grande-Bacnure	Gérard-Cloez.	»	482	60	35.000	384	3[illegible]
Abhooz et Bonne-Foi-Hareng	Abhooz.	560	»	30	55.000	449	4[illegible]
—	Milmort.	524	»	30	57.500	440	4[illegible]
Wérister	Wérister.	»	400	40	50.130	378	2[illegible]
—	Onhons.	»	150	26	20.620	118	[illegible]
Hasard	Micheroux.	500	»	36	17.000	654	2[illegible]
—	Chératte.	»	30	7	6.000	88	[illegible]
La Minerie	Battice.	105	»	12	15.140	195	[illegible]
Totaux		16.676	4.896	1.814	1.890.549	21.560	16.6[illegible]
		21.572					

INSTALLATIONS BALNÉAIRES pour rveillants	pour ingénieurs	INSTALLATIONS BALNÉAIRES pour femmes — nombre de cabines	COUT d'une douche — (amortissement non compris)	PARTICIPATION des ouvriers du jour	DIVERSES
nombre de douches					
louches	cabines		francs		
»	•	»	0,03	»	10 cabinets d'aisance.
»	»	»	0,038	»	
»	3 baign.-douches	»	0,038	»	lampisterie dans le même local.
6	4 avec baign.	»	0,044	accès libre pour les ouvriers du jour en dehors de la remonte.	place libre pour 200 monte-habits et 18 d. pour ouv. et 9 d. pour femmes. Lampisterie dans le même local.
»	»	»	0,062		
10	4 avec baign.	1 douche	0,050		
8	5 —	»	0,050		
5	•	»	0,040	»	
4	4 avec baign.	»	0,080	»	
8	3 —	»	0,015	»	install. antérieure appropriée.
»	»	»	0,069	»	buanderie pour vêtem. des ouv.
»	»	»	0,039	»	id.
»	»	»	0,035	»	
5	4 avec baign.	»	0,015		
»	2 —	»	0,031		
»	2 —	»	0,037		
»	2 —	»	0,030		
4	3 douches.	»	0,040		10 w.-c. à l'anglaise.
3	3, dont 2 à baign.	»	0,090		
7	4 avec baign.	»	0,030		8 w.-c. à tourbe.
7	4 —	»	0,030		11 w.-c. à l'anglaise.
»	3 —	»	0,015		16 w.-c. à l'angl. pour ouvriers 2 — femmes 2 — surveillants
7	»	16 lavabos	0,045		15 w.-c. dont 4 pour femmes.
8	»	12 —	0,066		13 — —
6	»	»	0,060		20 w.-c.
8	1 avec baign.	lavoir à cuvelles	0,042	26 d., 138 arm. pour le personnel du jour.	réfectoire pour le personnel du jour. Infirmerie.
3	2 douches.	»	0,044	le pers. du jour utilise le lavoir.	
6	1 avec baign.	»	0,037	5 d. pour le jour.	dort. de 46 lits, réfect., buand.
»	»	»	9,014	»	réfectoire, buanderie.
»	4 avec baign.	»	0,018	»	
»	2 —	4 lavabos	0,032	»	
»	4 —	»	0,036	»	
12	4 —	10 baignoires	0,021	le pers. de la surf. utilise le lavoir.	
»	4 —	15 douches	0,020	id.	
7	4 —	»	0,020	»	
4	2 d., 2 d.-baign.	4 douches, 6 lavabos, 8 bains de pieds.	0,035	»	
»	2 d., 2 d.-baign.	5 douches, 8 lavabos, 6 bains de pieds.	0,035	»	réfectoire, buanderie.
»	»	»	0,045	accessible aux ouv. du jour.	
»	»	»	0,130		
»	»	»	0,037		
»	•	»	0,10		réservé aux ouvriers de l'approfondissement.
2	»	2 lavabos	0,064		
30	84				

des ouvriers de la surface, et, le personnel du jour comprenant un assez grand nombre de femmes, elles ont établi des lavoirs à l'usage spécial du personnel féminin.

Pour ces derniers, toujours entièrement isolés des lavoirs pour ouvriers, ainsi que des lavoirs pour surveillants, le type le plus favorable ne paraît pas encore absolument fixé ; on trouve, en effet, de simples lavabos ne permettant que le lavage de la figure et des mains, des baignoires avec douches, des douches simples ne différant de celles des ouvriers que par des dimensions un peu plus grandes et par une fermeture plus hermétique : l'ouvrière des criblages y fait, en effet, sa toilette complète. Ici encore, les objections *a priori* contre les installations de lavage pour femmes n'ont pas manqué : la pratique en a déjà démontré l'inanité, et les médecins consultés n'ont fait aucune objection à l'usage absolument quotidien des douches pour les femmes et les filles employées à la surface. Quiconque connaît les conditions de promiscuité dans lesquelles elles se lavent trop souvent à domicile reconnaîtra que la moralité générale ne peut que gagner à ce qu'elles sortent propres de la fosse, dussent-elles ne pas prendre toujours ensuite le chemin le plus court pour rentrer à leur domicile.

Le tableau ci-dessus fait connaître les conditions principales d'établissement de toutes les installations balnéaires modernes qui existaient dans les houillères belges au 1er juillet 1910.

NOTE

SUR

LA LUTTE CONTRE L'ANKYLOSTOMIASE

DANS LES MINES DE HOUILLE BELGES

Par M. KUSS, Inspecteur général des Mines.

Le premier cas dûment constaté d'ankylostomiase en Belgique l'a été à Liège en 1884. Mais ce n'est que vers 1895-1896 que la maladie prit, dans certaines régions de la province de Liège, un caractère de généralité inquiétant et que l'on songea à combattre le mal qui menaçait de devenir une calamité publique.

En 1899, deux mutualités fortement éprouvées, *la Populaire*, de Liège, et *la Fraternelle*, de Montegnée, sollicitèrent l'intervention de la Commission médicale provinciale d'hygiène. Celle-ci, après enquête, proposa certaines mesures ; mais ses efforts restèrent stériles, les crédits lui faisant défaut pour établir la topographie de la maladie et débarrasser les porteurs de vers de leurs parasites.

Le conseil provincial de Liège inscrivit au budget de la province, pour l'exercice 1900, deux crédits, l'un de 20.000 francs pour allocation de secours aux ouvriers ankylostomiasés, l'autre de 5.000 francs pour l'étude et la vulgarisation des moyens propres à combattre la propagation de la maladie. L'Institut provincial de bactériologie, créé en 1896, fut chargé de cette étude scientifique.

L'attention des pouvoirs publics ayant ainsi été attirée

sur la question, un arrêté royal du 7 août 1900 institua des comités officiels chargés de rechercher l'extension de la maladie dans l'ensemble des charbonnages belges et les mesures de prophylaxie à adopter. Un arrêté ministériel du 11 février 1901 constitua effectivement trois comités d'enquête à Mons, à Charleroi et à Liège.

Le Comité de Mons fit porter son enquête, de 1901 à 1904, sur des mines occupant ensemble 29.542 ouvriers au fond. Les ouvriers examinés furent au nombre de 4.682, ou de 15,8 p. 100 du total. On trouva 307 porteurs de vers, et l'on en conclut, généralisant le résultat obtenu, que l'on pouvait évaluer à 6,56 p. 100 de la population totale du fond le nombre des ouvriers infectés. Depuis le dépôt de son rapport en 1904, le Comité officiel de Mons n'a plus continué ses travaux.

Le Comité de Charleroi, circonscription comptant 37.964 ouvriers du fond, fit examiner 5.316 de ces ouvriers, ou 14 p. 100 du total. On n'y trouva que 31 ankylostomiasés, et l'on en conclut que le taux d'infection ne dépassait pas 0,58 p. 100.

Le Comité de Liège, circonscription comptant 27.203 ouvriers du fond, en fit examiner 3.000 ou 13, 2 p. 100 du total. L'examen décela 818 porteurs de vers, soit un taux moyen de 23 p. 100 environ. L'affection était, dans cette région, très inégalement répandue. Tandis que, pour 17.200 ouvriers occupés dans 42 sièges de la Haute-Meuse, de Liège même et de la Basse-Meuse, on trouvait une proportion sensiblement égale à la moyenne générale, 12 sièges du plateau d'Ans-Montegnée, occupant 5.661 ouvriers, présentaient un taux d'infection de 45,9 p. 100; au contraire, 16 sièges du plateau de Herve, avec 4.202 ouvriers, n'avaient que 0,6 p. 100 d'ouvriers infectés.

Sur le rapport du Comité de Liège, en date du

1er mai 1904, constatant cette situation inquiétante, le Gouvernement prit, à la date du 24 octobre 1904, un arrêté applicable aux mines de houille de la province de Liège ; les dispositions de cet arrêté furent d'ailleurs étendues, le 15 juillet 1906, à la province de Hainaut (Charleroi et Mons).

L'arrêté du 24 octobre 1904 prévoit le classement des mines en deux catégories, savoir:

Catégorie A. — Les mines reconnues infectées.

Catégorie B. — Les mines indemnes ou devenues indemnes.

Dans les deux catégories, l'Administration des Mines a le droit de requérir l'examen ankylostomiasique de tout ouvrier. Les mines de la catégorie A (infectées) doivent mettre, au jour et au fond, des latrines à la disposition des ouvriers ; elles doivent imposer à ceux-ci l'obligation de se servir des latrines du fond, s'ils éprouvent le besoin de s'y délester. Les mines de la catégorie B sont simplement tenues de donner avis à l'Administration de tout cas d'ankylostomiase qui aurait été constaté.

Cet arrêté, dont il serait trop facile de montrer l'inanité, est resté lettre morte : on n'a jamais fait le classement initial, sans doute parce que l'on sentait bien l'absolue insuffisance des mesures imposées même aux mines de la catégorie A.

Aussi la situation en Belgique est-elle restée la suivante. On n'a rien fait ou presque rien contre l'ankylostomiase à Charleroi et à Mons ; on ne sait pas quel est actuellement, dans le Hainaut, le développement de la maladie ; elle ne paraît pas se manifester par une anémie grave, comparable à celle que l'on constatait à Liège vers 1900.

Dans la province de Liège, au contraire, le Conseil provincial, la Commission officielle d'enquête et le Dr Malvoz, directeur de l'Institut de bactériologie, con-

tinuèrent sans interruption, avec le concours des exploitants, la lutte commencée vers 1900. Le Conseil provincial avait, depuis l'année 1900, voté un crédit annuel de 25.000 francs, dont 20.000 destinés à secourir les ouvriers ayant chômé pendant un mois au moins pour cause d'ankylostomiase. Cette condition fut imposée jusqu'au 1er octobre 1903. La députation permanente, pouvoir exécutif, fixa le montant du secours à 1 fr. 50 par jour ouvrable consacré au traitement de la maladie.

De 1900 au 1er octobre 1903, la province de Liège secourut ainsi 1.049 ouvriers, auxquels elle paya, pour 55.200 journées de chômage, un total de 82.800 francs. Elle dépensa en outre, dans le même laps de temps, 10.447 fr. 05 en frais d'étude et de propagande.

Dès 1903, les efforts se portèrent surtout sur l'assainissement du personnel, par la cure de tous les porteurs de vers reconnus. Le certificat microscopique fut exigé par tous les charbonnages pour tout ouvrier se présentant à l'embauchage. La mise en traitement de tous les porteurs de vers et les travaux microscopiques d'examen des déjections furent centralisés dans une institution nouvelle, conçue par le Dr Malvoz, subsidiée par la province et par les sociétés charbonnières : *le Dispensaire du mineur*, ouvert le 1er mai 1903 et placé sous la surveillance d'une commission composée de quatre délégués de la députation permanente et de quatre membres de l'Union des charbonnages et sous le contrôle d'un comité médical de cinq membres.

Le Conseil provincial décida de n'accorder des secours qu'aux seuls ouvriers soignés rationnellement au Dispensaire ou dans d'autres établissements analogues agréés par la députation permanente, savoir, à ce jour :

1° L'hôpital de Bavière, à Liège;

2° L'hôpital civil des Anglais, à Liège;

3° L'hôpital de la Société John Cockerill, à Seraing;

4° Le dispensaire de la Nouvelle-Montagne, à Engis ;

5° Le dispensaire de l'Espérance et Bonne-Fortune, à Montegnée ;

6° Le dispensaire de Kessales, à Jemeppe-sur-Meuse ;

7° Le dispensaire de la Société du Hasard au siège de Micheroux ;

8° Le lazaret des charbonnages de Wandre.

Grâce à cette organisation et aux crédits provinciaux, le Comité officiel de Liège réussit à décider les exploitants à faire effectuer, de 1904 à 1906, ce qu'on appelle en Belgique la revision de toute la population ouvrière du fond des charbonnages, c'est-à-dire l'examen ankylostomiasique suivi du traitement de tous les ouvriers reconnus infectés. Le nombre total des ouvriers examinés au cours de cette revision fut de 26.773, dont 3.042, ou 11,40 p. 100, furent reconnus atteints et traités.

Tandis que, dans la Haute-Meuse, à Liège et dans la Basse-Meuse (18.083 ouvriers), la moyenne des ouvriers atteints était descendue de 23 à 10,5 p. 100 et, pour les 12 sièges du plateau d'Ans-Montegnée, de 45,9 à 20,2 p. 100, on constata cette fois, dans 17 sièges du plateau de Herve, un taux moyen d'infection de 5,1 p. 100 au lieu du taux réduit de 0,6 p. 100 admis en 1904.

Une troisième revision générale, et même pour certains sièges une quatrième, fut effectuée pendant le cours des années 1908, 1909 et 1910. Elle porta sur 26.374 ouvriers du fond, et la proportion des porteurs de vers ne fut plus cette fois que de 5,3 p. 100. Les charbonnages du plateau d'Ans-Montegnée, si gravement atteints à l'origine, ne dépassent plus le taux moyen. Ceux du plateau de Herve sont revenus au taux réduit de 1,9 p. 100. C'est à Liège et dans la Basse-Meuse que se rencontre encore le taux le plus élevé, 8,5 p. 100. On rencontre, en effet, dans la région de Wandre-Herstal, un siège, celui de Wandre, qui a compté, ces derniers temps, près de 60

p. 100 d'ouvriers atteints ; la dernière revision y a fourni encore une proportion de 45,4 p. 100.

Cette situation est incontestablement due à des conditions physiques particulières à ce siège et le remplacement de la vapeur par le courant électrique pour la commande des appareils souterrains d'épuisement aura certainement pour effet de faire baisser la température des galeries d'entrée d'air et de rendre ainsi le milieu minier moins favorable à l'éclosion en larves des œufs d'ankylostomes. C'est aussi à la présence dans les charbonnages du plateau de Herve d'une exploitation avec appareils à vapeur souterrains qu'il faut attribuer le taux de 1,9 p. 100 constaté dans ces charbonnages ; les autres mines sont presques indemnes.

Aussi les ingénieurs belges les plus compétents ont-ils été amenés à la conclusion que, dans toute mine ankylostomiasée ou susceptible d'être infectée, il y a lieu de proscrire *absolument* les appareils à vapeur souterrains.

A la fin de décembre 1909, on a relevé la moyenne la plus faible constatée jusqu'à présent, 4 p. 100 au lieu des 23 p. 100 de 1904. Et on ne voit plus de malades. Il n'est donc pas douteux que les mesures les plus efficaces contre l'ankylostomiase dans un bassin houiller ne soient la revision générale microscopique du personnel souterrain et l'obligation de l'examen à l'embauchage, avec cure obligatoire des porteurs de vers ainsi découverts.

De 1903 à 1909, on a pratiqué au laboratoire de microscopie du Dispensaire du Mineur, qui centralise en fait les examens et les traitements du bassin entier, 121.722 analyses de déjections recueillies, soit chez des ouvriers embauchés, soit chez des mineurs soumis à la revision générale. 6.864 porteurs de vers ont été soumis au traitement antiparasitaire au lazaret du Dispensaire.

Les longs chômages pour ce traitement deviennent de plus en plus l'exception. Tandis que, pendant le dernier

trimestre de 1903, les chômages de plus d'un mois représentaient 66 p. 100 du nombre total, cette catégorie tombait à 17,5 p. 100 en 1904, à 2,4 p. 100 en 1905 et à 1 p. 100 au plus à partir de 1906.

En 1909, pour 1.017 ouvriers traités et secourus par la province, on a compté les chômages suivants :

Moins de 5 jours.............	464
De 5 à 10 —	517
10 à 20 —	23
20 à 30 —	2
1 à 2 mois....................	10
2 à 3 —	1
Total............	1.017

Aussi le chiffre annuel des secours à la charge du budget provincial, qui atteignait 43.870 francs en 1904(*), est-il tombé à 8.029 francs en 1908 et 7.774 francs en 1909 ; la province supporte en outre de 16 à 17.000 francs d'autres dépenses pour subventions aux établissements de traitement.

Les mesures autres que celles destinées à améliorer l'état général de la mine et notamment à en abaisser la température d'une part, à écarter des travaux souterrains les ouvriers ankylostomiasés et à ne les y admettre qu'après traitement et guérison constatée ; à dépister enfin, par des revisions générales périodiques, les porteurs de vers et à les guérir, d'autre part, paraissent ne jouer qu'un rôle très secondaire dans la lutte contre l'ankylostomiase.

L'emploi des tinettes dans le fond n'a eu aucun succès ; les ouvriers refusaient d'en faire usage.

(*) Le 28 juillet 1905, le Conseil provincial décida que les indemnités de chômage ne seront accordées qu'à l'ouvrier qui de l'avis des médecins ne peut reprendre son travail, quitte à considérer comme tel celui qui, après l'absorption du troisième vermifuge, ne serait pas complètement débarrassé.

Quant aux installations sanitaires de la surface, bains douches et water-closets, les premières se sont répandues rapidement dans le bassin de Liège ; mais il faut reconnaître que leur efficacité dans la lutte contre l'ankylostomiase est de second ordre. Leur utilité est du domaine de l'hygiène générale de l'ouvrier houilleur. — Les water-closets font leur apparition dans quelques mines : on en sait l'utilité pour permettre aux ouvriers de se délester avant de pénétrer dans la fosse, et cette utilité est particulièrement certaine pour les ouvriers ankylostomiasés, dont les selles peuvent constamment réinfecter les galeries en y disséminant les œufs qui y éclosent, s'y transformeront en larves et pénétreront alors dans l'organisme humain.

Résumé. — Il résulte de l'exposé qui précède que, dans le bassin de Liège, où la gravité du danger de l'ankylostomiase était évidente et incontestable, le Gouvernement a pu laisser agir l'initiative privée, guidée par un Comité officiel et fortement subventionnée par le Conseil provincial. Les exploitants ont volontairement accepté ces deux règles générales :

1° N'admettre au fond que des ouvriers exempts d'ankylostomiase ;

2° Ne conserver au fond aucun ouvrier reconnu ankylostomiasé.

Et l'application de ces deux règles a réduit en six ans la proportion des ouvriers porteurs de vers de 25 à 5 p. 100.

Dans le Hainaut, c'est-à-dire à Charleroi et à Mons, on n'a rien fait, et l'on ne se décidera sans doute à agir que si la maladie prend un caractère de gravité qu'elle ne paraît pas avoir actuellement.

EXPÉRIENCES
SUR LES
DÉPÔTS DE POUSSIÈRES
DANS LES
TRAVAUX DE LA SOCIÉTÉ HOUILLÈRE DE LIÉVIN

Par M. LÉON MORIN, Ingénieur en Chef des Mines de Liévin.

Les expériences de la Station d'Essais de Liévin ont montré la très grande sécurité qu'une mine présenterait contre l'inflammation des poussières et contre la propagation des explosions, si le degré de schistification des poussières était suffisamment élevé.

Il nous a paru intéressant d'étudier les travaux de Liévin à ce point de vue. Des expériences furent entreprises dans ce but, dans tous les sièges de la Société, dès août 1909. Elles furent complétées par des études sur l'humidification des galeries (*).

D'après les résultats de la Station d'Essais de Liévin (**), un coup de poussières ne peut que très difficilement prendre naissance, dans les cinq cas suivants :

« 1° S'il n'y a, en poussières libres, qu'un poids franchement inférieur à 112 grammes par mètre cube d'air;

« 2° Si le charbon répandu est à l'état de grains ayant une dimension de 1 à 2 millimètres, avec une très faible proportion de poussières traversant le tamis n° 200 (***);

(*) Les résultats furent centralisés par les soins de M. TREILLOU, ingénieur.

(**) *Troisième série d'essais sur les inflammations de poussières*, par M. TAFFANEL, directeur de la Station d'essais.

(***) Tamis à 4.900 mailles par centimètre carré.

« 3° Si le charbon ne contient pas plus de 18 p. 100 de matières volatiles ;

« 4° Si les éléments incombustibles constituent au moins les quatre dixièmes du mélange poussiéreux;

« 5° S'il y a, au contact des poussières, un poids d'eau au moins égal à celui des poussières. »

Sur les cinq conditions énoncées, la troisième est immédiatement exclue par la nature de nos charbons (28 à 30 p. 100 de matières volatiles). La première est pratiquement irréalisable ; du reste, les procédés ordinaires de vérification : balayage et époussetage des galeries, sont d'une exactitude insuffisante. Il est, en effet, très difficile, malgré toutes les précautions, de ne pas laisser emporter par le courant d'air une partie notable du poussier soulevé par l'époussetage. D'autre part, les poussières fines et riches en charbon déposées dans les anfractuosités et sur la face difficilement accessible des matériaux de revêtement échappent à tout prélèvement. Enfin, dans la plupart des cas, le balayage du sol de la galerie, désagrégé sur une profondeur assez grande, produit par lui-même une quantité assez considérable de débris et de poussières schisteuses.

Nous sommes donc amenés à ne tenir compte que des deuxième, quatrième et cinquième conditions. Pour leur étude, nous avons renoncé à tout prélèvement intégral des poussières. Nous nous sommes efforcés, toutefois, de faire des prises d'essai donnant autant que possible la composition moyenne des dépôts. Pour cela, sur une longueur déterminée de galerie, 10 mètres en général, on recueillait, en de nombreux points, à la main, des quantités de poussières de l'ordre de 100 à 200 grammes chacune. Une prise d'essai était formée de la réunion de ces prises partielles.

Le degré de finesse a été déterminé par tamisage à travers un crible de 2 millimètres et un tamis n° 200 con-

formément aux indications de la circulaire ministérielle du 1er mars 1907. On déterminait la teneur en eau et en cendres sur le poussier qui traversait le tamis n° 200 (*).

DÉPÔTS DE POUSSIÈRES.

1° **Formation.** — Les dépôts de poussières sont formés des apports du courant d'air et des produits de la désagrégation des débris terreux ou charbonneux.

a) *Rôle du courant d'air.* — Le transport des poussières par le courant d'air se manifeste en tout point des exploitations. Lorsque les ateliers de triage sont situés à proximité du puits d'entrée d'air, une partie des poussières produites est entraînée par le courant descendant; c'est le cas de la fosse n° 1 *bis*, où, d'après des expériences directes par aspiration, chaque mètre cube d'air peut ainsi emporter jusqu'à 0gr,065 de poussier. (Le débit total est de 40 mètres cubes, l'entraînement maximum est atteint par vent sud-ouest.) Dans les puits d'extraction, la couche superficielle des berlines est soulevée par le courant d'air pendant l'ascension des cages. A la fosse n° 1 *bis*, chaque mètre cube entraîne pour cette cause jusqu'à 0gr,055 de poussières, la vitesse d'extraction étant de 12 à 15 mètres par seconde. On peut réduire ce chiffre, soit en immobilisant cette couche superficielle par un arrosage suffisant, soit en la protégeant par des dispositifs de cage (plancher pleins et tôles latérales).

(*) Le refus du tamis n° 200 comporte une grande quantité d'éléments étrangers, tels que : morceaux de bois, brins de paille, etc.

La teneur en cendres est en général inférieure à la proportion d'éléments incombustibles. Des expériences ultérieures ont montré que, lorsque la teneur en cendres atteint 50 p. 100, l'écart des pourcentages est supérieur à 5 unités ; pour 80 p. 100 de cendres, il est supérieur à 10 unités.

Il semble que l'on obtient des résultats suffisamment exacts, en ajoutant, à la teneur en cendres, la perte par attaque à un acide faible, acide acétique par exemple.

Nous n'avons pas fait de séparation par densité.

Les poussières provenant des puits se déposent dans les galeries d'entrée d'air jusqu'à des distances assez considérables, par suite de la vitesse relativement élevée du courant d'air.

Dans les galeries de transport, le courant d'air se charge des poussières soulevées sur le sol par la circulation. Si la vitesse du courant est très grande, il se charge en outre des poussières qu'il soulève à la surface des berlines pendant le trajet. L'arrosage superficiel des berlines, dans les galeries d'aérage où la vitesse est très élevée, présente donc une certaine utilité. Il est facile de le réaliser par des dispositifs divers. Avec un volume de 15 à 20 litres d'eau par berline de 500 kilogrammes, l'humidification se maintient sur un parcours de 800 à 1.000 mètres.

Dans les chantiers, les diverses opérations du travail produisent en quantités très variables, suivant les conditions, des poussières qui sont entraînées par le courant d'air dans les chantiers supérieurs et dans les retours. Il résulte de nos essais que chaque mètre cube peut ainsi emporter jusqu'à $0^{gr},400$ de poussier.

Les dépôts des retours d'air seraient donc formés d'éléments très fins et très charbonneux. Mais, par suite de la faible vitesse de nos courants d'air (grandes sections), l'apport par le courant d'air n'est sensible que sur une longueur relativement faible des retours, ainsi que le montrent les deux exemples suivants :

VEINE ÉDOUARD.

Retour sensiblement rectiligne; vitesse du courant d'air $0^m,60$.

Au voisinage du dernier chantier	sur le sol....	22,7 p. 100	de cendres
	sur les parois.	21,80	—
Dans le retour à 100 m. du dernier chantier..	sur le sol....	37,2	—
	sur les parois.	27,8	—
Dans le retour à 250 m. du dernier chantier..	sur le sol....	53	—
	sur les parois.	48,9	—

VEINE DUSOUICH.

Retour assez tortueux. Vitesse du courant d'air, $0^{m},80$.

Au voisinage du dernier chantier.............	sur le sol....	37	p. 100 de cendres
	sur les parois.	32,8	—
Dans le retour à 150 m. du dernier chantier..	sur le sol....	46,10	—
	sur les parois.	45,10	—
Dans le retour à 250 m. du dernier chantier..	sur le sol....	68,5	—
	sur les parois.	52,8	—

Il ne faut pas conclure que, même dans ces exemples, la totalité des poussières entraînées est déposée sur les 300 premiers mètres. Les poussières les plus ténues peuvent être transportées à des distances beaucoup plus grandes, dans les grands collecteurs et même dans le puits de retour d'air : un dosage à l'ouïe du ventilateur du siège n° 1 a donné $0^{gr},0018$ par mètre cube (*). Mais on peut affirmer que, dans la généralité des cas, au delà d'une distance de 250 à 300 mètres du dernier chantier, l'apport des poussières charbonneuses par le courant d'air joue, dans la formation des dépôts, un rôle moins actif que la désagrégation naturelle des roches. La teneur en cendres se maintient, par suite, très élevée.

Cette affirmation est confirmée par les analyses des prises d'essai faites dans les grandes artères de retour d'air où la circulation est presque nulle.

(*) Ce dosage a été fait par une aspiration d'une durée de vingt-quatre heures, à l'aide d'une pompe d'analyseur de gaz de chaudières, type Ados.

SIÈGE N° 1.

		Teneur en cendres
Bowette sud à 283	sur le sol....	64,10 p. 100
	sur les parois.	35,4 —
Bowette levant à 283	sur le sol....	65 —
	sur les parois.	53,50 —
Bowette levant à 345 (*)	sur le sol....	83,7 —
	sur les parois.	69,5 —
Voie de fond de François à 345 (**).	sur le sol....	55,5 —
	sur les parois.	55,4 —

On constate, sur tous ces exemples, que les dépôts des parois sont plus charbonneux que les dépôts du sol. Il y a là une règle très générale, qui montre bien l'importance du rôle du courant d'air dans la formation de tels dépôts.

b) *Rôle de la désagrégation des débris terreux ou charbonneux.* — La nature et la composition des dépôts produits par la pulvérisation des roches varient avec la nature de ces roches : terrains plus ou moins friables, présence de remblais ou de charbon sur les parois, etc... Il semble que toute étude générale de cette cause de production de poussières soit impossible, par suite du grand nombre de facteurs locaux qui interviennent. Aussi, n'avons-nous étudié que le cas des galeries de transport par chevaux, car, dans de telles galeries, la circulation constitue, en général, dans la formation des dépôts par désagrégation des roches, le facteur prédominant. Il résulte, en effet, de nombreuses prises d'essai, que la teneur en cendres du poussier tamisé au numéro 200, recueilli sur le sol de ces galeries, est supérieur à 50 p. 100, et celle du poussier recueilli sur les parois dépasse 40 p. 100. Il semble donc que dans la formation des poussières, la désagrégation des roches stériles du sol joue un rôle au moins aussi actif que la pulvérisation

(*) Les circuits d'aérage qui aboutissent sur cette bowette sont particulièrement compliqués et tortueux.

(**) Cette galerie sert en même temps de retour direct à un quartier de faible production, peu éloigné; on y effectue un transport journalier de cinquante berlines de charbon.

des débris charbonneux qui s'échappent des berlines (*) et l'accumulation des poussières en suspension dans l'atmosphère pour les causes diverses précédemment étudiées. On a pu vérifier ce résultat d'une façon plus certaine, en dépoussiérant soigneusement, par blanchissage et balayage, des zones de 100 mètres de longueur dans des bowettes cadrées, utilisées pour un transport journalier de deux cents à quatre cents berlines de charbon et en étudiant le renouvellement du dépôt au milieu de la zone. Exemple (**) :

BOWETTE LEVANT A 534. — SIÈGE N° 1.

Transport journalier 400 berlines. Zone dépoussiérée le 13 août 1909.

Teneur en cendres des poussières avant dépoussiérage	sur le sol	55 p. 100
	sur les parois	37 —
Le 20 septembre 1909	sur le sol	50,7 —
	sur les parois	40,2 —
Le 25 octobre 1909	sur le sol	52,4 —
	sur les parois	40,1 —
Le 20 novembre	sur le sol	51,7 —
	sur les parois	38,4 —
Le 22 décembre	sur le sol	51 —
	sur les parois	40 —

BOWETTE LEVANT A 476. — SIÈGE N° 1.

Transport journalier 100 berlines. Zone dépoussiérée le 7 août 1909.

Teneur en cendres des poussières avant dépoussiérage	sur le sol	52,5 p. 100
	sur les parois	41,9 —
Le 18 septembre 1909	sur le sol	64,7 —
	sur les parois	51,7 —
Le 25 octobre	sur le sol	69 —
	sur les parois	58,6 —
Le 19 novembre	sur le sol	61 —
	sur les parois	52 —
Le 20 décembre	sur le sol	60,8 —
	sur les parois	50,2 —

(*) Nos berlines sont en tôle.

(**) En réalité, nous n'avons étudié les zones dépoussiérées que pour déterminer les conditions pratiques de leur réalisation, en tant que moyens d'arrêt d'explosion. Le dépôt poussiéreux se reformait assez rapidement.

On voit que, en négligeant les écarts de quelques p. 100 dus à l'incertitude inévitable des prises d'essai, la proportion des matières stériles diminue très lentement.

2° **Composition des dépôts.** — a) *Degré de finesse.* — Il est impossible de formuler des règles absolues. On peut cependant obtenir des résultats d'une certaine généralité, en éliminant toutes les circonstances particulières, telles que charge exceptionnelle des terrains, présence de vieux travaux sur les parois des galeries, etc... La proportion de poussières fines traversant le tamis n° 200 est plus élevée dans les retours d'air, au voisinage des chantiers, qu'en tout autre point (10 à 25 p. 100 du poids total); elle est du même ordre de grandeur dans les parties supérieures (*) des retours et dans la plupart des galeries de transport par chevaux (5 à 12 p. 100); elle est en général très faible dans les voies de roulage à bras et les voies de herchage (3 à 5 p. 100). Par contre, c'est dans les galeries de transport qu'on rencontre la plus forte proportion de grains traversant le tamis de 2 millimètres et arrêtés par le tamis n° 200 (30 à 40 p. 100) (**). Dans les chantiers d'abatage, le degré de finesse dépend uniquement de la dureté et de la nature de la veine. Nous rappelons à ce sujet que, dans nos travaux l'abatage se fait exclusivement au pic.

b) *Teneur en cendres et en eau.* — Dans les retours d'air, au voisinage des chantiers, les poussières sont très riches en charbon ; la teneur en cendres, toutefois, ne tombe pas au-dessous de 20 p. 100. Dans les parties supérieures des retours, elle dépasse en général 50 p. 100,

(*) Par parties supérieures, on entend les parties des retours éloignées des chantiers ; par parties inférieures, les parties proches des chantiers.

(**) La détermination du degré de finesse a porté sur la totalité des dépôts et non sur les grains charbonneux seuls.

et ainsi que nous l'avons déjà dit, la même règle s'applique à la généralité des galeries de transport par chevaux. Dans les chantiers, la teneur en cendres est très faible ; dans les veines minces, elle est augmentée par suite de l'importance relative des travaux en stérile; mais le manque d'uniformité dans la composition des dépôts ne permet pas de déduire, de cette circonstance, une conclusion générale sur la sécurité relative des chantiers en veine mince (*).

La teneur en eau déterminée par dessiccation à 100° est très faible, sauf circonstance spéciale, et oscille aux environs de 2 p. 100.

NEUTRALISATION DES DÉPÔTS.

Nous avons vu que le risque d'inflammation n'existe en général que dans les chantiers et dans les parties inférieures des retours.

Les quatrième et cinquième conditions du risque très faible indiquent deux moyens de neutralisation des poussières : l'arrosage et l'adjonction de matières inertes.

1° **Arrosage.** — L'arrosage permanent au chantier n'est pas réalisable pratiquement, à cause des inconvénients de tout ordre fréquemment signalés. Une telle pratique soulèverait, du reste, les protestations les plus vives de la part du personnel ouvrier.

On peut se proposer d'arrêter les poussières à la sortie des chantiers, de façon à éviter la formation des dépôts dans les retours, à l'aide de pulvérisateurs convenable-

(*) A ce point de vue, il peut être intéressant de rapprocher les analyses de poussières des retours d'Edouard et de Dusouich, données ci-dessus (p. 32-33). La veine Edouard a un mur formé de schistes charbonneux. La veine Dusouich a, au contraire, un mur de schistes durs que l'on entaille au pic. Dans le retour de cette dernière veine, la teneur en cendres est plus élevée.

ment disposés. Le nombre d'appareils nécessaire serait assez élevé. Si on compte un débit moyen de 2 litres par minute, par appareil (*), l'efficacité très faible du procédé ne serait pas en rapport avec la gêne qu'introduirait la présence du volume d'eau nécessaire.

Il nous semble donc que l'emploi de l'arrosage ne permet pas d'éviter la formation des dépôts charbonneux dans les retours. Son rôle doit se limiter dans la neutralisation de ces dépôts ; son efficacité dépend donc de la permanence de l'humidification et, par suite, des conditions atmosphériques.

De nombreuses expériences hygrométriques (**) ont montré que, dans nos retours, l'air n'est pas saturé (***). Le degré hygrométrique varie de 0,80 à 0,90 et chaque mètre cube d'air peut absorber de 1 gramme à 3 grammes d'humidité. Dans ces conditions, la teneur en eau de la couche superficielle d'un dépôt de poussières à 50 p. 100 d'humidité tombe à 40 p. 100 au bout de deux à quatre heures et à 20 p. 100 en huit ou dix heures (****).

L'arrosage doit donc être fréquemment renouvelé.

Les moyens préconisés pour ralentir l'évaporation sont de deux sortes : humidification du courant d'air en amont du point considéré et emploi de sels déliquescents.

Le premier procédé n'est pas sans inconvénients : mauvaise conservation des bois, mauvaise hygiène des chantiers. Il n'a aucune influence sur la production de poussières au chantier ; les accumulations se forment en effet aussi rapidement dans un courant d'air saturé et dans un courant d'air sec, si les terrains ne sont pas

(*) Pulvérisateurs formés d'un simple trou et donnant une pulvérisation assez complète sous 4 à 5 kilogrammes de pression.

(**) Ces expériences ont été faites à l'aide d'un psychromètre.

(***) Exception doit être faite pour les retours de quartiers remblayés hydrauliquement.

(****) Il est à noter que la rapidité de la dessiccation varie quelque peu avec l'épaisseur de la couche humectée.

maintenus dans un état constant d'humidité. On peut l'appliquer de deux manières.

a. On se rapproche assez facilement de la saturation à l'aide d'un groupe de pulvérisateurs en nombre suffisant. L'inconvénient d'une telle méthode, c'est que la saturation ne subsiste plus dès que la température s'élève, c'est-à-dire après un parcours relativement faible du courant d'air.

b. On peut humidifier, à un taux quelconque, les bowettes d'entrée d'air, de façon à restreindre encore le risque d'inflammation de leurs dépôts, déjà très faible par suite de leur teneur élevée en cendres. Tant que cette humidification subsiste, l'évaporation est retardée dans les zones où il est nécessaire de maintenir un arrosage abondant. Quelques expériences renseignent immédiatement sur la valeur de ce procédé. Un courant d'air de 2 mètres cubes animé d'une vitesse de $0^{m},50$, à la température de $20^{\circ},8$ et contenant $15^{gr},5$ de vapeur d'eau par mètre cube, ne s'enrichit que de $0^{gr},7$ par mètre cube dans le parcours d'une zone humide de 200 mètres de longueur. A cette température, la saturation n'est atteinte qu'après une zone de 1.000 mètres environ.

Une telle méthode présente, du reste, un inconvénient. Lorsqu'on arrose le sol des galeries de transport, les poussières schisteuses du sol ne sont plus soulevées par la circulation et, par suite, les éléments de grande finesse qui se déposent sur les parois proviennent uniquement des apports, en général très charbonneux, du courant d'air. Les dépôts difficilement accessibles des parois, qui peuvent toujours jouer un rôle dans une explosion et qu'on ne peut songer à abattre par l'arrosage, sont donc formés de poussières très inflammables, tandis que, en dehors de toute pratique d'arrosage du sol, la teneur en cendres de ces poussières est, en moyenne, supérieure à 40 p. 100 et peut être augmentée par une schistification plus complète des dépôts du sol (voir expériences de schistification).

L'emploi des sels déliquescents connus n'a donné aucun résultat pratique.

Un corps déliquescent, au contact d'une atmosphère humide, possède une action chimique, formation d'hydrates, et une action physique, absorption de l'humidité par ces hydrates, qui entrent ainsi en dissolution. L'action chimique est limitée à l'absorption, par chaque molécule de sel, de quelques molécules d'eau, qui ne sont pas, du reste, en contact avec les poussières, ainsi que l'exige la cinquième condition du risque très faible. L'action physique cesse lorsque la solution saline est parvenue à un degré de concentration tel que sa tension de vapeur soit égale à la tension de la vapeur d'eau dans l'atmosphère. On conçoit donc que, dans un air quelque peu éloigné de son point de saturation, on soit conduit, pour maintenir un taux d'humidification des poussières très élevé, à employer une proportion très élevée de sel. Le procédé devient, dès lors, très coûteux.

Exemple. — Un mélange de poussières et de 4 p. 100 en poids de chlorure de sodium conserve une teneur en eau de 5 à 15 p. 100, suivant la valeur de l'état hygrométrique de l'air. Le degré d'humidification est donc faible et très variable. De plus, on a pu constater que les poussières nouvelles qui se déposent sur la masse ainsi humectée, restent parfaitement sèches.

2° **Adjonction de matières stériles.** — Elle est toujours réalisable au prix d'une manutention plus ou moins coûteuse. Elle est particulièrement intéressante dans les grandes galeries de transport par chevaux. Dans de telles galeries, il est en effet facile de maintenir, sur de très grandes longueurs, un taux de schistification très élevé, ce qui peut présenter un très grand intérêt au point de vue de l'arrêt des explosions.

Parmi les exemples que nous possédons, nous citons

seulement le plus caractéristique : bowette sud, à 476, du siège n° 1, servant à un transport journalier de cent cinquante à deux cents berlines de charbon. On a enlevé les poussières (teneur en cendres 60 p. 100 environ) sur une longueur de 100 mètres, à 400 mètres du puits et réparti, sur le sol, de l'argile sèche. La zone a été installée le 23 octobre 1908.

Les résultats des analyses du poussier tamisé au numéro 200 furent les suivants (*) :

27 novembre 1908.	sol..................	82,4	p. 100 de cendres
	boisage et revêtement.	60	—
23 décembre.....	sol..................	83,6	—
	boisage et revêtement.	67,6	—
11 janvier 1909...	sol..................	82,5	—
	boisage et revêtement.	63	—
15 février........	sol..................	79,2	—
	boisage et revêtement.	63	—
25 mars..........	sol..................	80,2	—
	boisage et revêtement.	64	—
27 avril..........	sol..................	78	—
	boisage et revêtement.	63	—
29 mai...........	sol..................	67,4	—
	boisage et revêtement.	62,8	—
8 juillet..........	sol..................	81,5	—
	boisage et revêtement.	60,7	—
7 août...........	sol..................	78,5	—
	boisage et revêtement.	62	—
18 septembre.....	sol..................	79,5	—
	boisage et revêtement.	59,1	—
25 octobre.......	sol..................	78,7	—
	boisage et revêtement.	58	—
19 novembre.....	sol..................	79,6	—
	boisage et revêtement.	54,4	—

La teneur en cendres sur le sol est donc restée voisine de 80 p. 100, la proportion d'éléments incombustibles

(*) Chaque prise d'essai était formée de la réunion d'un grand nombre de prises partielles réparties sur toute la longueur de la zone, non compris les 10 premiers mètres à chaque extrémité.

devait être encore plus élevée. On voit que la schistification du sol de la galerie agit sur la composition des poussières déposées sur les parois (60 p. 100 de cendres au lieu de 40 p. 100).

Il est à noter que, dans une telle zone, les poussières sont extrêmement fines. La proportion du poussier tamisé au tamis n° 200 était en moyenne de 50 p. 100. C'est à ce degré de finesse qu'il faut attribuer l'extension de la zone en dehors de sa longueur primitive, sous l'influence du courant d'air.

Des prises d'essais (*) faites en aval du courant d'air, le 11 juin 1909, ont donné les résultats suivants :

A 100 m. en aval du courant d'air...	sol....................	60,8	p. 100 de cendres
	boisage et revêtement.	51,2	—
A 200 m. en aval du courant d'air...	au sol................	59,5	—
	boisage et revêtement.	51,2	—
A 300 m. en aval du courant d'air...	au sol................	58,5	—
	boisage et revêtement.	54,2	—
A 400 m. en aval du courant d'air...	au sol................	54,8	—
	boisage et revêtement.	50,8	—
A 500 m. en aval du courant d'air...	au sol................	55,9	—
	boisage et revêtement.	49,8	—

La schistification s'étend donc d'elle-même. Cet avantage est compensé par un inconvénient ; car les poussières en suspension dans le courant d'air sont gênantes pour le personnel occupé au transport et pour les chevaux ; à ce point de vue, l'emploi de poussières plus grossières que celles de nos premiers essais est préférable.

CONCLUSION.

Il est permis de conclure que, en règle presque générale, le risque d'inflammation directe des poussières

(*) Chaque prise donne une moyenne de la composition des dépôts sur une longueur de 10 mètres.

n'existe, dans nos travaux, que dans les chantiers et les parties inférieures des retours. Est-il possible d'atteindre une sécurité absolue et de parvenir à la neutralisation complète des poussières en tout point?

Depuis longtemps nous pratiquons l'arrosage dans les grands collecteurs d'entrée et de sortie d'air. Dans cette application, nous avons rencontré, pour maintenir un taux d'humidification certainement inférieur au taux exigé par la cinquième condition du risque très faible, des difficultés très grandes que les résultats de nos essais sur la rapidité d'évaporation suffisent à expliquer. La généralisation du procédé paraît donc impossible. Nous rappelons les inconvénients de tout ordre qu'entraînerait la présence permanente, dans les chantiers et dans les retours, d'une quantité d'eau au moins égale au poids de poussières (mécontentement du personnel, charge des terrains, détérioration du boisage, mauvaise hygiène des chantiers...).

On ne peut songer à pratiquer la schistification dans les chantiers d'abatage. Dans les retours, elle constituerait une opération aussi onéreuse et aussi incertaine que l'enlèvement des poussières au fur et à mesure de la formation des dépôts.

S'il ne paraît pas possible de réduire le risque d'inflammation directe, en modifiant le milieu dans lequel il peut exister, il semble bien que l'on doive reporter son effort, d'une part, sur les causes d'inflammation, d'autre part, sur les moyens d'arrêt.

En ce qui concerne les causes d'inflammation, il est hors de doute que les expériences de la Station d'Essais sont intentionnellement conduites dans des conditions outrancières et, s'il est rationnel de tenir compte des cas les plus défavorables dans la marche de l'expérimentation, on doit, au contraire, dans l'application des résultats, envisager les conditions normales de la pratique. La détonation sans bourrage, dans un trou de mine, d'une

charge quelconque de dynamite-gomme, en présence d'un milieu poussiéreux dangereux, ne se présentera pas dans une exploitation normalement conduite. L'emploi rationnel des explosifs de sûreté, avec un bon bourrage, dans un milieu neutralisé par un arrosage abondant, donne une probabilité nulle d'inflammation directe. Il reste donc à envisager, comme cause initiale d'un coup de poussières, une explosion locale de grisou. Or, une telle éventualité est combattue par la police de l'aérage, complétée par la surveillance des lampes et la réduction du minage, et c'est là le facteur essentiel de la sécurité. Si, pour une raison quelconque, ces mesures se trouvent en défaut, les effets dynamiques et calorifiques locaux seront par eux-mêmes suffisamment désastreux pour que la présence des poussières puisse être considérée non comme une cause d'aggravation locale, mais bien comme une cause de propagation générale. Cette dernière considération donne, en l'état de la question, une importance particulière aux moyens d'arrêt.

Les arrêts-barrages préconisés par M. Taffanel, Directeur de la Station d'Essais, constituent une solution très heureuse.

Toutefois on peut penser que la schistification sur de grandes longueurs et à un taux très élevé pourra être utilement employée, surtout quand les arrêts-barrages seront difficiles à installer (galeries qui forcent, grands volumes d'air).

Seuls, de nouveaux résultats d'expériences sur l'inflammation des poussières permettront d'émettre, à ce point de vue, des conclusions certaines. Notre unique but a été de fixer, dans notre cas particulier, la valeur pratique des données actuellement acquises.

Liévin, décembre 1910.

NOTE ADDITIONNELLE.

Du cheminement des dépôts de poussières. — Notre exemple d'une zone schistifiée s'étendant d'elle-même en aval du courant d'air met en évidence un fait qui peut présenter une certaine importance pratique : le cheminement des dépôts. Toute cause permanente de soulèvement, telle que la circulation des hommes, des chevaux et des trains dans les galeries de roulage, provoque à la longue un déplacement sensible des poussières, à condition toutefois que le courant d'air soit animé d'une vitesse suffisante et que les éléments soient assez finement pulvérisés.

Les poussières de finesse moyenne, susceptibles de former par soulèvement un nuage visible à la lumière d'une lampe à benzine ordinaire, peuvent se déplacer par trajets successifs de l'ordre de 50 à 100 mètres. Exemple : Nuage de poussières de charbon, dans une galerie de $4^{m2},40$ de section, où la vitesse moyenne du courant d'air est de $1^{m},255$ (chiffre inférieur à la moyenne des galeries principales).

Longueurs........	0^{m}	10^{m}	20^{m}	30^{m}	40^{m}	50^{m}
Temps au bout duquel on aperçoit la pointe du nuage						
1re expérience...		6″	12″	18″	25″	30″
2e expérience...		6″	14″	17″ 1/2	peu net	32″

Après un trajet de 20 mètres, le nuage devient peu apparent. Au bout de 50 mètres, les dernières poussières visibles rasent le sol et on n'aperçoit plus rien à une hauteur de $0^{m},15$. La pointe antérieure du nuage se déplace avec une vitesse de $1^{m},60$, voisine de la vitesse maxima dans la galerie.

Dans les mêmes conditions, un nuage de poussières d'argile est visible sur un parcours de 41 mètres. Il est donc permis de prévoir que la préparation de zones schistifiées de grande longueur n'exigera pas une très grande dépense en main-d'œuvre, et qu'il suffira de faire des dépôts de matières inertes à intervalles réguliers, la répartition devant se faire d'elle-même sur toute l'étendue de la zone.

Le déplacement des particules ténues est difficile à constater directement, sauf peut-être par imprégnation d'une solution d'un sel dont de faibles traces colorent une flamme ; mais nous pouvons affirmer qu'il se fait sur de très grandes distances. Nous avons, en effet, signalé l'importance du transport des éléments fins par le courant d'air en étudiant la composition des dépôts de poussières des retours et nous avons constaté que, dans le puits de retour d'air du siège n° 1, situé à des distances de 600 à 1.200 mètres des exploitations, chaque mètre cube d'air emporte $0^{gr},0018$ de poussier, soit par vingt-quatre heures pour les 100 mètres cubes de débit à la seconde :

$$0,0018 \times 100 \times 3.600 \times 24 = 15^{kg},500.$$

De la limitation de l'importance des dépôts. — On peut se demander pourquoi la superposition continue de toutes les causes d'accumulation de poussières que nous avons considérées ne provoque pas la formation de dépôts d'importance toujours croissante.

Nous ferons tout d'abord remarquer que, lorsqu'il existe une cause permanente de soulèvement, le cheminement a pour effet de répartir les poussières sur de grandes longueurs de galeries, et même d'en supprimer une partie, en les entraînant dans des régions qui seront plus tard abandonnées. Dans une galerie d'entrée d'air, par exemple, les grains de finesse moyenne cheminent, ainsi que nous

l'avons vérifié, par parcours successifs de 0 à 50 mètres et plus. Les éléments plus ténus et plus légers se déposent lorsque la vitesse du courant d'air tombe à une valeur assez faible, c'est-à-dire dans les quartiers en exploitation et dans les tailles où le remblayage les isole définitivement.

Mais le cheminement ne suffit pas à expliquer par lui-même la limitation de l'importance des dépôts, constatée en pratique. Reprenons les différentes causes d'accumulation :

1° *Puits d'entrée d'air.* — Dans l'exemple de notre puits n° 1 *bis*, la quantité de poussières introduite par le courant d'air par journée de dix heures de travail serait :

$$0^{gr},12 \times 40 \times 3.600 \times 10 = 172 \text{ kilogrammes.}$$

Ce chiffre représente un maximum très rarement atteint. Une partie de ces poussières tombe au puisard, la plus grande partie se dépose dans les galeries d'accrochage où elles sont enlevées périodiquement par chaulage, arrosage et nettoyage. Les particules fines se joignent aux poussières soulevées par le courant d'air à la surface des berlines et se déposent dans les galeries d'entrée d'air et dans les tailles.

2° *Poussières des chantiers.* — Celles qui se déposent dans les chantiers avec les poussières apportées par le courant d'air sont isolées dans les remblais ; celles qui se déposent dans les retours sont enlevées par nettoyage périodique ou à l'occasion des réparations qui sont nécessairement fréquentes, si on veut maintenir une grande section.

3° *Désagrégation des roches.* — Celle qui se produit au toit ou sur les parois des galeries peut conduire à des nettoyages périodiques. Au sol des galeries, la première désagrégation est très rapide ; mais les débris formés protègent la roche qu'ils recouvrent.

Dans les galeries de transport, la désagrégation est très active au sol, mais le cheminement y est également très actif et limite l'épaisseur de la couche de poussières. Le chaulage élimine les poussières des parois et, dans certains cas, on enlève périodiquement celles du sol.

La quantité de poussières apportée par les puits d'entrée d'air et donnée ci-dessus paraît considérable ; mais il faut remarquer que les prises de poussières qui ont servi à l'établissement de nos chiffres ont été effectuées dans un moment où toutes les circonstances étaient favorables à leur entraînement. D'un autre côté, les poussières ainsi introduites par l'air se répartissent sur une longueur de galeries très importante. Voici, par exemple, pour le siège n° 1, qui produit annuellement environ 450.000 tonnes et exploite dans un rayon moyen de 900 mètres, la longueur totale des galeries ouvertes :

	Kilomètres
Puits et bures	4,450
Galeries principales d'entrée et sortie d'air	32,750
Autres galeries (ferrées ou non)	54,600
Tailles	4,540
TOTAL	96,340

Liévin, janvier 1911.

VICTOR REGNAULT

(1810-1878)

Par M. HENRY LE CHATELIER, Inspecteur général des Mines,
Membre de l'Institut.

Discours prononcé à l'occasion du centenaire de la naissance de l'illustre physicien, dans la cérémonie commémorative du 18 décembre 1910, au Collège de France.

Le Corps des Mines s'honore de compter Victor Regnault parmi les plus illustres de ses membres, et l'École des Mines de Paris revendique avec une légitime fierté le mérite d'avoir, dans une large mesure, contribué à sa formation scientifique. Regnault a fait tous ses travaux de chimie au laboratoire de cette École, sous les yeux de son chef et ancien professeur, Berthier, l'auteur du célèbre traité des *Essais par la voie sèche*. Il a acquis auprès de ce maître le respect absolu de l'expérimentation et le mépris profond des vaines théories, qui sont restés les deux caractéristiques essentielles de toute son œuvre. Enfin, l'Administration des Travaux publics peut se féliciter d'avoir pris, en la personne de Legrand, directeur des Mines et des Ponts et Chaussées, l'intelligente initiative des recherches sur *les Données numériques entrant dans le calcul des machines à vapeur*, et imprimé ainsi aux travaux de Regnault leur orientation définitive.

Il serait injuste cependant de passer sous silence l'influence de Gay-Lussac et de Dulong, tous deux profes seurs de Regnault à l'École Polytechnique, ou encore

celle du chimiste allemand Liebig. Leurs noms reviennent constamment dans les travaux du grand physicien, mais, par un contraste assez piquant, Regnault doit une grande partie de sa gloire aux démonstrations données par lui de l'imprécision des travaux de ses anciens maîtres. Leur influence n'a pas été comme celle de Berthier, une action directe, elle s'est surtout exercée par réaction de signe contraire.

La carrière de Regnault est à certains points de vue bien intéressante à étudier ; elle démontre d'une façon éclatante la puissance productrice des méthodes scientifiques de travail. Son activité s'est exercée dans les directions les plus variées, et partout il est arrivé sans effort, par l'emploi d'une même discipline, à occuper le premier rang ; le savant ne le cédant pas à l'industriel, le chimiste au physicien, ni le gazier au fabricant de porcelaine.

D'autre part, la croissance si rapide de sa réputation, suivie après sa mort d'un déclin non moins brusque, est bien faite pour surprendre. Orphelin et sans fortune, il passe sa jeunesse comme petit employé dans un magasin de nouveautés ; puis, sans transition, par un effort inouï de volonté, il entre à l'École Polytechnique pour y occuper de suite le premier rang. Avant d'avoir fini ses études à l'École des Mines, son travail sur les dérivés chlorés de l'éthylène le classe en tête des chimistes, immédiatement après Dumas et Gay-Lussac. Cinq ans plus tard, l'Académie, par un vote presque unanime, l'appelle dans son sein, et, la même année, l'Ecole Polytechnique se l'attache comme professeur de chimie, six mois plus tard le Collège de France comme professeur de physique. Il n'avait pas encore trente ans ; à cinquante-trois ans, il est commandeur de la Légion d'honneur. Admiré des savants du monde entier, soutenu par la bienveillance personnelle du chef d'État, il voit les honneurs, les situa-

tions largement rétribuées venir spontanément à lui ; il n'a rien à demander, il lui faut au contraire se défendre pour ne pas se laisser écraser sous le poids de distinctions, de fonctions administratives ou scientifiques, tous les jours plus nombreuses. Puis sans transition, son existence est brutalement brisée par la guerre allemande ; il s'éteint bientôt dans la tristesse et l'isolement. Et aujourd'hui, le souvenir de sa gloire passée est bien oublié.

Victor Regnault entra à l'École des Mines en 1832. Le régime de cette École différait alors notablement de celui de notre École actuelle, et ressemblait, par certains caractères, à l'organisation des Facultés des Sciences. La durée moyenne des études était déjà de trois années, mais sans obligation absolue, il suffisait d'avoir obtenu ses moyennes. Cela était possible en deux ans d'études ; les flâneurs y mettaient quatre années. Regnault obtint brillamment ses moyennes en deux ans, avec des notes tout à fait supérieures en chimie et en dessin. Aux examens de mai 1834, il était classé en tête de la plupart de ses camarades, même plus anciens à l'École. En dépit de ses notes brillantes, l'Administration se refusa à le nommer ingénieur dans la même promotion que ses aînés, et il dut, malgré une protestation très vive du Conseil de l'École des Mines(*), attendre encore deux années sa nomination. Cette injustice créa un vif courant de sympathie en faveur du jeune chimiste ; ses anciens professeurs cherchèrent à réparer ce passe-droit en s'efforçant de le rattacher à l'École des Mines par des liens tous les jours plus étroits. En novembre 1835, l'Administration le désigne pour aller en province occuper le poste de Rive-de-Gier, mais quinze jours plus tard, cette décision est rapportée et Regnault est définitivement nommé

(*) Annexe n° I, *Nomination retardée.*

au laboratoire de son École. Au printemps de 1836, on lui accorde, toujours avec son titre d'élève-ingénieur, un congé de trois mois pour aller à Lyon suppléer Boussingault, professeur à la Faculté des Sciences, et à son retour à Paris, le 29 juin 1836, il est enfin nommé ingénieur. On propose bientôt de lui donner un logement à l'École des Mines. Pour vaincre les résistances de l'Administration, le directeur de l'École invoque des arguments assez singuliers (*) ; le désir d'empêcher Regnault d'aller travailler au laboratoire de l'École Polytechnique et la nécessité de le détourner de la chimie organique, science devenue très à la mode depuis quelques années.

Les vacances forcées imposées à Regnault, après sa sortie de l'Ecole des Mines, ne furent pas perdues pour la science ; il les consacra à ses premières recherches personnelles de chimie et publia, dès la fin de 1834, dans les *Annales de Physique et de Chimie*, son mémoire classique sur la liqueur des Hollandais. Cette précocité d'un jeune étudiant, faisant paraître, avec le titre d'élève mentionné sous son nom, des travaux dignes d'un maître, peut surprendre; les dispositions naturelles les plus brillantes paraissent insuffisantes pour en donner l'explication. Mais l'enseignement donné à cette époque au laboratoire de Chimie de l'Ecole des Mines était très particulier. Berthier faisait des bons élèves ses collaborateurs immédiats et leur enseignait la chimie en travaillant avec eux. Il leur confiait tantôt des recherches nécessaires pour la rédaction de son *Traité des essais de la voie sèche* en cours d'impression, tantôt des analyses demandées au bureau d'essais de l'Ecole pour le compte de l'Administration ou du public. Il n'y avait alors aucun chimiste attaché au laboratoire d'analyses, le professeur de docimasie en assumait seul la responsabilité, et jamais Berthier n'au-

(*) Annexe n° II, *Logement à l'Ecole des Mines.*

rait pu faire les centaines d'analyses publiées sous sa direction : c'était là une formation excellente.

Ces renseignements sont nécessaires pour comprendre l'assurance, la confiance en lui-même avec lesquelles le jeune Regnault entreprend dans son premier mémoire de départager d'éminents savants comme Liebig et Dumas. Il possède déjà une méthode de travail très arrêtée, et il ne s'en départira plus dans tout le cours de son existence.

Liebig et Dumas avaient chacun de leur côté analysé la liqueur des Hollandais et lui avaient trouvé une composition un peu différente. Ce léger désaccord eût laissé bien des chimistes indifférents ; on pouvait vivre heureux sans connaître la formule précise de ce curieux composé. Cette divergence, au contraire, impressionne désagréablement Regnault ; il n'y a qu'une vérité, il n'y a qu'une formule exacte, il veut la connaître. De même il consacrera plus tard tous ses efforts à passer au crible les travaux de Dulong sur les tensions de la vapeur d'eau ou sur les chaleurs spécifiques des corps, ceux de Gay-Lussac sur la dilatation des gaz, etc. L'imprécision dans la science lui répugne, comme à d'autres une tache sur un beau vêtement.

Ce n'est pas tout cependant d'aimer la précision, il faut encore savoir mettre en œuvre les moyens nécessaires pour y atteindre. L'élève de Berthier connaît à fond son métier ; sa première préoccupation est d'opérer sur un corps bien pur, en contrôlant par tous les moyens possibles l'invariabilité des propriétés du composé obtenu.

Mais cela ne suffit pas, il faut encore des méthodes de mesures rigoureuses, et Regnault soumet à une critique sévère le nouveau procédé de Dumas pour l'analyse des matières organiques par combustion avec l'oxyde de cuivre ; il étudie tout particulièrement les causes d'erreur résultant de la condensation trop facile de la vapeur d'eau

sur cet oxyde et il fait le premier des analyses organiques, régulièrement exactes.

Ses mesures définitives donnent tort à Liebig et confirment l'exactitude des analyses de Dumas. Ils sont donc deux contre un, la majorité doit avoir raison ; mais Regnault ne se contente pas de confondre ses adversaires, il veut aussi les convaincre ; il multiplie ses expériences de façon à retrouver les résultats de Liebig, et parvient ainsi à établir le rôle de la purification incomplète des produits étudiés par le savant chimiste allemand.

Regnault cependant n'est pas encore satisfait, il ne connaît pas la nature de l'impureté contenue dans le corps analysé. Une observation soigneusement notée le met sur la voie. Il avait observé, au cours de la préparation de son composé, une violente effervescence, tout à fait inexplicable, et il finit par en découvrir l'origine : le chlorure d'éthylène donne naissance, par perte d'acide chlorhydrique, à un corps gazeux, encore inconnu, l'éthylène chloré. Puis, continuant de proche en proche ses observations, il découvre de nombreux composés formant deux séries parallèles résultant de la substitution progressive du chlore à l'hydrogène. C'est le plus bel exemple donné de la loi des substitutions récemment découverte par Dumas, et de celle de conservation des types, à peine entrevue alors. Ce mémoire est un des plus importants de la chimie organique.

Pendant cinq années consécutives, ses publications se suivent sans interruption, toujours aussi importantes par la nouveauté et la précision des résultats obtenus. Cette activité féconde explique la réputation si rapide du jeune ingénieur des Mines et sa nomination, le 6 juillet 1840, à l'Académie des Sciences. Il entrait dans la section de chimie pour remplacer Robiquet. Il n'avait pas encore fait de recherches de physique proprement dites, car ses déterminations des chaleurs spécifiques des corps simples

se rattachaient à des préoccupations à l'ordre du jour parmi les chimistes de l'époque. Il les avait du reste entreprises sous l'impulsion de Dumas (*).

La somme de travail fournie à cette époque par Regnault est inouïe. Parallèlement à ses recherches et en plus de la surveillance des élèves au laboratoire de l'Ecole des Mines, il professait la physique générale à l'Ecole Centrale (**), la chimie générale à l'Ecole Polytechnique comme suppléant de Gay-Lussac et la chimie analytique à l'Ecole des Mines comme suppléant de Berthier.

Si Regnault avait persévéré dans ses travaux de chimie, il aurait rendu à cette science des services plus importants encore qu'il n'a fait à la physique. Peut-être l'aurait-il guérie de la maladie de l'imprécision et de l'amour des belles théories philosophiques, héritage de nos ancêtres, les alchimistes et des Gaulois beaux parleurs. Avant lui, on avait déjà en physique le respect des mesures exactes. Un de ses prédécesseurs au Collège de France, Biot, calculait les résultats de ses expériences, avec treize décimales, en oubliant, il est vrai, de se demander s'il connaissait exactement plus des deux premières ; l'intention du moins y était. Un peu plus tard, de Sénarmont discutait d'une façon magistrale, dans son enseignement de l'Ecole Polytechnique, l'influence des erreurs de mesures sur la précision des résultats cherchés. Regnault a seulement indiqué les moyens à employer pour atteindre une précision désirée par tous les physiciens ; il a prêché d'exemple en appliquant ses méthodes et montrant leur fécondité. En chimie, au contraire, tout était alors et est aujourd'hui encore à faire dans cette voie. On se contente trop facilement d'à peu près ; la préoccupation de Regnault d'analyser seulement des corps purs est bien souvent négligée, et la confusion croît de

(*) Annexe n° III, *Résumé des travaux de chimie de Regnault.*
(**) Annexe n° IV, *Autorisation de professer à l'Ecole Centrale.*

jour en jour par la multiplication de combinaisons inexistantes, définitivement consacrées par leur impression dans de volumineux mémoires (*).

Mais un événement d'une importance capitale dans la carrière de Regnault est venu en modifier complètement l'orientation première ; le Ministre des Travaux publics, préoccupé du développement rapide des machines à vapeur, avait, en 1843, jugé utile de publier une ordonnance relative aux précautions à prendre dans leur emploi ; et il avait chargé une commission, dite des machines à vapeur, de rédiger les instructions techniques nécessaires. Au cours de ce travail, on s'aperçut de l'incertitude des données expérimentales relatives aux propriétés de la vapeur d'eau, et on reconnut la nécessité de reprendre l'étude complète de la question.

Parallèlement à la publication des ordonnances relatives aux machines à vapeur, le Ministre nomma Regnault membre de la Commission, en le chargeant de toutes les expériences nécessaires pour *la détermination des données numériques entrant dans les calculs des machines à vapeur*. Il avait alors quitté l'École des Mines pour le Collège de France et ne disposait pas d'un budget de laboratoire suffisant pour mener à bonne fin des expériences aussi importantes. Les Travaux publics lui allouèrent au début, pour ses études une subvention annuelle de 5.000 francs. Ces recherches, prolongées de proche en proche pendant vingt-cinq années, s'étendirent à tous les fluides et furent l'occasion de perfectionnements considérables dans les procédés de mesures des pressions, des températures et des quantités de chaleurs. Elles fournirent à la science cette immense collection de données numériques, dont toutes les théories scientifiques et en particulier la thermodynamique font aujourd'hui un

(*) Annexe n° V, *Citation du célèbre chimiste anglais Roscoe.*

usage incessant; elles ont fourni à Regnault ses titres de gloire les moins contestés. C'est à son successeur dans la chaire du Collège de France, M. Langevin, qu'il appartient d'exposer cette partie de l'œuvre du grand physicien, dont nous célébrons aujourd'hui le centenaire.

Mais le rôle de Regnault comme chimiste n'était pas terminé. Si à partir de 1840 il renonce définitivement à toutes recherches de chimie, il continue néanmoins à s'occuper de l'enseignement de cette science, qu'il professa pendant trente années encore à l'École Polytechnique. En 1847, il commence la publication de son *Cours élémentaire de chimie*, et en 1849 celle du petit volume intitulé: *Premiers éléments de chimie*. Ces deux ouvrages ont pendant vingt-cinq ans formé en France la presque totalité des chimistes. Pour faire comprendre l'importance du rôle joué ainsi par Regnault, il suffit de citer un chiffre : le nombre total d'exemplaires vendus des éditions successives du *Cours* et des *Eléments* a dépassé 50.000 (*). Je dois ce renseignement absolument précis à l'obligeance de l'éditeur, M. Masson. On trouverait difficilement un autre ouvrage d'enseignement scientifique ayant eu un tel succès.

Les raisons de ce succès sont multiples. Les deux livres de Regnault furent les premiers ouvrages de chimie écrits en vue de l'enseignement; les gros traités de Thénard et de Dumas, véritables dictionnaires encyclopédiques, s'adressaient aux chimistes déjà formés et nullement aux étudiants. Le *Cours de chimie* de Regnault était d'ailleurs merveilleusement composé ; on ne l'a pas surpassé depuis. La plupart des livres modernes ont été rédigés sur le même plan ; ils sont peut-être mieux adaptés à la préparation des examens, mais certainement inférieurs au point de vue de la formation scientifique de

(*) Annexe n° VI, *Lettre de M. Masson.*

l'esprit. On est étonné, en relisant aujourd'hui ces petits volumes, de toutes les notions exactes et absolument précises qui y sont accumulées. Dans l'édition de 1847, on trouve, à propos du haut fourneau, un exposé de la théorie des équilibres entre l'oxyde de carbone et l'oxyde de fer, tout à fait au niveau de l'état actuel de nos connaissances. Henri Sainte-Claire Deville, après tous ses travaux sur la dissociation et sur la réduction de l'oxyde de fer n'était pas arrivé à une vision aussi nette. C'est encore dans le *Cours de chimie* de Regnault que l'on trouve pour la première fois l'énoncé complet des fameuses lois, dites de Berthollet ; il en est le véritable auteur, et il les formulait d'ailleurs plus exactement que ne l'ont fait ses successeurs.

Le caractère essentiellement scientifique de son enseignement provient de ce qu'il se préoccupe avant tout de rattacher chaque fait particulier à ses causes et à ses conséquences immédiates ; or, la science n'a d'autre objet que la relation des faits entre eux. On peut cependant regretter sa terreur trop grande des généralisations plus lointaines ; il voyait seulement le premier chaînon de suites en réalité illimitées.

Enfin, au point de vue matériel, son *Cours de chimie* a été le point de départ d'une véritable révolution ; pour la première fois, on voyait, intercalés dans le texte, des dessins d'appareils, très clairs, rejetés auparavant à la fin des volumes dans des planches difficiles à consulter.

Malgré un succès aussi justifié, le *Cours de chimie* de Regnault est à peu près complètement inconnu aujourd'hui des jeunes chimistes ; on ne peut même plus retrouver ses *Premiers Éléments* dans les grandes bibliothèques scientifiques, comme celles de l'Institut, de la Sorbonne, de l'École des Mines.

Pour achever l'historique de l'œuvre chimique de Regnault, il me reste à parler de faits restés jusqu'ici à

peu près inconnus. Regnault a présidé à la création de la Compagnie parisienne du Gaz et en a été pendant vingt années l'inspirateur scientifique dans une collaboration technique de tous les instants avec les directeurs successifs de cette Compagnie, ses amis : M. de Gayffier(*) d'abord, puis le neveu de ce dernier, M. Camus. On ignore presque toujours la somme de travail et de science dépensée dans les industries prospères. Les artisans de cette prospérité y trouvent des avantages matériels importants, et ce fut le cas pour Regnault, mais nullement la gloire à laquelle ils auraient droit.

En 1852, le gaz était fabriqué à Paris par une demi douzaine de compagnies indépendantes, et des pourparlers étaient alors engagés pour la prolongation de leurs concessions. L'empereur, désirant tenir ses promesses plébiscitaires et donner le gaz à bon marché aux Parisiens, chargea Regnault de faire des expériences pour déterminer le prix de revient réel du gaz. Une usine expérimentale fut construite à Saint-Cloud, à proximité de la manufacture de Sèvres. Toujours préoccupé de l'exactitude des chiffres et ne pouvant cependant, au milieu de ses multiples occupations, passer toute sa journée à l'usine, Regnault fit mettre à sa disposition des voltigeurs de la garde pour surveiller les expériences. Le matin, il venait faire nettoyer et balayer l'usine, puis introduire et peser le charbon destiné aux essais de la journée ; il mettait alors à chaque porte une sentinelle, baïonnette au canon, avec consigne de ne rien laisser entrer ni sortir. Il revenait le soir mesurer le gaz produit et peser les sous-produits. Il trouva ainsi pour les dépenses de matières un chiffre cinq fois plus faible que celui des Compagnies. Son rapport fut violemment attaqué par les intéressés ; on invoqua le témoignage de tous les gaziers

(*) Annexe n° VII, *Nomination de M. de Gayffier.*

français et étrangers ; on alla jusqu'à reprocher à Regnault de ne pas savoir qu'une analyse doit fermer à 100. Il aurait pris pour base de ses calculs des rendements de 106 kilogrammes de produits aux 100 kilogrammes de houille distillée, et il dut, pour sa défense, publier un long mémoire justificatif.

Les Compagnies gazières offraient, et l'administration municipale semblait disposée à accepter, un prix du gaz décroissant depuis 45 centimes au début de la nouvelle concession jusqu'à 35 centimes en 1870. Brusquement un coup de théâtre se produit ; le 9 juillet 1855, MM. Emile et Isaac Péreire, étrangers jusque-là à la fabrication du gaz, écrivent à l'empereur en déclarant accepter les résultats de Regnault.

L'élévation du prix actuel du gaz tient, disent-ils, à l'exagération des frais généraux et des frais d'intérêt du capital. Ils se font forts de réduire ce prix avec une concession suffisamment prolongée et se déclarent en mesure de grouper derrière eux toutes les Compagnies actuelles en une seule Société ; ils offrent d'abaisser immédiatement le prix du gaz à 30 centimes et consentent le partage des bénéfices avec le consommateur, par moitié, après 1870. Le traité est signé sur ces bases le 25 juillet et, au lendemain, Regnault est nommé ingénieur-conseil de la nouvelle Compagnie parisienne du Gaz avec de gros émoluments. Il semble bien avoir été l'âme de cette combinaison (*).

Dès son entrée en fonctions, l'intervention de Regnault se manifeste par la création de l'usine expérimentale de la Villette, destinée aux études scientifiques des perfectionnements à apporter dans la fabrication du gaz (**). Elle

(*) Annexe n° VIII, *Rôle probable de Regnault dans la création de la Compagnie parisienne*,

(**) Annexe n° IX, *Nomination de Regnault et création de l'usine expérimentale.*

est dirigée successivement par des chimistes de valeur : Audoin, Emile Sainte-Claire Deville, auxquels Regnault trace des programmes d'expériences rédigés avec une minutie extrême. Il s'occupe également de la fabrication dans les usines, en particulier du traitement des goudrons et des procédés de chauffage ; il traite avec Sir William Siemens pour l'application de ses nouveaux fours à la fabrication du gaz (*) ; il s'intéresse tout particulièrement aux applications du coke au chauffage domestique, étudiant et corrigeant les dessins des appareils mis en vente par la Compagnie, rédigeant même de sa main les prospectus destinés à prouver aux Parisiens que le coke est le meilleur des combustibles (**). Enfin, de concert avec Dumas, représentant la ville de Paris, il arrête les bases de la détermination du pouvoir éclairant du gaz. Son action a été de tous les instants depuis la fondation de la Compagnie jusqu'à sa mort ; dans les dernières années de sa vie, à moitié paralysé, il se faisait encore porter aux séances du Conseil.

Ces faits méritaient d'être rappelés. Le Parisien toujours naïf et confiant dans son journal, souvent peu scrupuleux sur le respect des engagements réciproques, était arrivé, à la suite de polémiques en fin de concession, à considérer la Compagnie parisienne comme coupable des pires méfaits. En réalité, cette affaire, conduite avec une rare probité et un grand talent, a été une des gloires industrielles de la France, et le mérite en revient pour une bonne part à Regnault. En 1856, l'introduction dans les usines de laboratoires et de méthodes scientifiques de travail était une grande nouveauté, et les résultats de cette innovation furent particulièrement remarquables. De 1856 à 1870, la Compagnie parisienne fut à la tête de tous les perfectionnements dans l'industrie du gaz :

(*) Annexe X, *Lettre de Siemens.*
(**) Annexe XI, *Prospectus pour la vente du coke.*

élévation du rendement à 300 mètres cubes par tonne, emploi des fours à récupération, précipitation des dernières vésicules du goudron par les appareils à choc, traitement des goudrons par distillation fractionnée, application du coke au chauffage domestique dans des appareils à combustion rationnelle, détermination exacte du pouvoir éclairant du gaz. Tous ces progrès, partis de Paris, sont répandus aujourd'hui dans le monde entier. Malheureusement, après 1870, une mauvaise rédaction d'un article relatif à l'abaissement éventuel du prix du gaz, et une interprétation plus contestable encore de cet article vinrent paralyser tout nouveau progrès. Mais Regnault n'était plus là pour assister à la diminution de son œuvre.

Après une carrière aussi brillante, enviée de tous ses contemporains, l'oubli est venu rapidement pour Regnault. La plupart des chimistes ont gardé seulement le souvenir d'un professeur mortellement ennuyeux, et bien des physiciens ne se gênent pas pour en parler comme d'un travailleur consciencieux, mais d'une intelligence moyenne et connaissant médiocrement son métier.

Dumas, dans l'éloge académique de Regnault, deux ans seulement après sa mort, esquissait déjà quelques réserves, absolument contestables d'ailleurs, sur ses aptitudes comme chimiste. De Lapparent, lors du centenaire de l'Ecole Polytechnique, dans une notice d'intentions certainement bienveillantes, analysait avec beaucoup de finesse les raisons de cette défaveur. A certains points de vue, Regnault se rapproche beaucoup, par sa tournure d'esprit scientifique, de Lavoisier; il professait le même culte de l'expérimentation et la même terreur des vaines imaginations. Pourquoi donc la gloire du premier va-t-elle toujours en croissant et celle du second décline-t-elle tous les jours plus vite? Les quelques lignes suivantes de Berthelot, empruntées à son étude sur Lavoisier, nous en donnent l'explication immédiate.

« Lavoisier obtint en 1760 le grand prix de discours français en rhétorique au concours général, c'est-à-dire qu'il entra dans la vie avec la culture classique, qui ne fait certainement pas les grands hommes, mais qui leur assure cette forte éducation de l'esprit, nécessaire à la poursuite méthodique de leurs travaux comme à la propagation de leurs idées. »

Regnault n'eut pas le même avantage ; pendant qu'il portait à domicile les chapeaux grands ou petits des belles clientes de son patron, il perdit pour sa formation intellectuelle les années de jeunesse, qui ne se retrouvent plus ensuite. Il ignora toujours les préoccupations philosophiques qui poussent l'esprit à remonter du fait particulier aux notions générales et abstraites ; il ignora le sentiment artistique qui porte à mettre en évidence les caractères dominateurs de son œuvre et à ordonner ses idées pour la plus grande joie du lecteur. Ses mémoires scientifiques sont pénibles à lire ; on n'en fera pas de nouvelles éditions, comme on en a fait ou on en fera de ceux de Buffon, de Lavoisier, de Cuvier, d'Elie de Beaumont, de Pasteur, de Berthelot, de Fabre, etc. Il y a là un enseignement profond ; si la guerre impie faite à la culture intellectuelle ne se calme pas, le siècle commençant pourra contribuer au développement de la richesse et même de la science, mais il ne comptera pas plus dans le développement de la pensée humaine que les siècles de barbarie.

ANNEXE I.

NOMINATION D'INGÉNIEUR RETARDÉE.

L'administration refusa de nommer Regnault, à la suite de ses examens de sortie de l'École des Mines, au grade

d'aspirant ingénieur, titre correspondant, suivant les dénominations actuelles, à celui d'ingénieur de troisième classe, en invoquant le motif qu'il n'avait pas encore fait les deux voyages à l'étranger obligatoires pour les élèves ingénieurs. Le Conseil de l'École des Mines réclamait au contraire cette nomination immédiate, en acceptant néanmoins le maintien de l'obligation des voyages que Regnault devrait effectuer avant d'être chargé d'un service.

Voici quelques extraits des procès-verbaux du Conseil de l'École des Mines relatifs à cet incident.

Volume IV, page 148 :

Le Conseil prend la délibération suivante :

Il sera proposé à M. le Directeur général de déclarer hors concours et d'élever dès à présent au grade d'aspirant ingénieur, dans l'ordre suivant qui est celui des examens :

MM. de Fourcy, Regnault, du Souich, Diday.

M. Regnault fera cet été sa première campagne et fera son second voyage dans l'été de 1835. Ce ne sera qu'après avoir remis les journaux et mémoires relatifs à ce second voyage qu'il pourra être employé au service administratif (*Séance du* 20 *mai* 1834.)

Volume IV, page 174 :

M. le Directeur général fait connaître que, conformément à la décision ministérielle du 11 février 1833, il va de suite conférer le titre d'aspirant à MM. de Fourcy, du Souich et Diday, mais que ce cas d'exception n'étant pas applicable à M. Regnault, on ne pourrait, contrairement aux règlements, l'élever de suite au grade d'aspirant, puisqu'il lui reste à faire ses deux campagnes.

Après une longue discussion, le Conseil arrête qu'il sera pris des renseignements sur cette nomination d'aspirant et que, suivant les circonstances, il sera fait des démarches auprès de M. le Directeur général pour obtenir que M. Regnault ne perde pas, au moins comme ingénieur, le rang auquel ses études l'ont porté dans les examens de cette année. (*Séance du* 5 *août* 1834.)

Volume IV, page 193 :

M. Regnault, élève-ingénieur, adresse une demande au Conseil, dans laquelle il expose que, mis hors de concours le second, à la suite des examens de l'année dernière, il n'a pas été nommé aspirant, tandis que tous ses camarades ont eu cet avancement; il prie le Conseil de faire valoir ses droits et de réclamer de M. le Directeur général de vouloir bien lui accorder la même faveur.

Le Conseil avait prévenu la réclamation de M. Regnault, et comme il savait que, d'après la décision ministérielle du 11 février 1833, relative aux élèves de l'Ecole Polytechnique appartenant aux promotions de 1830, MM. de Fourcy, du Souich et Diday devaient être nommés aspirants immédiatement après leur mise hors de concours, le Conseil, dans sa séance du 20 mai dernier, avait décidé qu'on proposerait à M. le Directeur général de faire participer M. Regnault à la même faveur, afin qu'il ne perdît pas le rang que lui avaient mérité ses examens. M. le Directeur général n'a pas cru devoir adopter cette proposition, par la raison que M. Regnault n'était pas dans le cas exceptionnel de ses camarades, et de plus qu'ayant été mis hors de concours dès sa seconde année d'études, il n'avait pas encore fait les voyages exigés par le règlement intérieur de l'Ecole. Le Conseil se voit donc obligé à regret de ne pas faire droit à la réclamation de M. Regnault, mais en même temps il décide que M. le Directeur général sera prié de rétablir l'ordre des examens à l'époque des promotions au grade d'ingénieur, en nommant M. Regnault au choix avant MM. du Souich et Diday, qui auraient alors sur lui l'avantage de l'ancienneté de grade.

Le Conseil, prenant en outre en considération les travaux intéressants auxquels M. Regnault s'est livré depuis sa mise hors de concours, et sa position de fortune, décide qu'on demandera à M. le Directeur général de lui allouer le traitement d'aspirant. (*Séance du* 28 *février* 1835.)

Volume IV, page 203 :

Le secrétaire donne ensuite lecture d'une lettre de M. le Directeur général du 11 mai, inscrite sous le n° 879, par laquelle il annonce au Conseil que, conformément à sa demande, il a alloué à M. Regnault le traitement d'aspirant comme élève en campagne; cette disposition recevra son effet à partir du 1er avril. Sur

l'observation d'un de ses membres que la faveur accordée à M. Regnault par M. le Directeur général est bien légère, cet élève devant partir au 1er juin pour son second voyage, le Conseil charge son secrétaire de demander à M. le Directeur général de vouloir bien fixer au 1er janvier l'époque à partir de laquelle M. Regnault recevra son traitement d'aspirant. (*Séance des* 12 *et* 13 *mai* 1835.)

ANNEXE II.

LOGEMENT A L'ÉCOLE DES MINES.

Regnault ne fut nommé aspirant ingénieur que le 29 juin 1836, soit deux ans après sa sortie de l'École des Mines. Mais, sans attendre cette nomination, l'Administration avait voulu le charger d'un service en province, et le 9 novembre 1835, il avait été nommé au poste de Rive-de-Gier, comme faisant fonction. Mais l'École proteste de nouveau, et cette décision est rapportée; le 23 novembre 1835, Regnault est définitivement attaché au laboratoire de l'École des Mines.

Il fut sans doute immédiatement chargé de faire aux élèves externes un cours de chimie générale, mais la création officielle de ce cours n'eut lieu que dix ans plus tard. Mon père m'a souvent dit avoir, pendant qu'il était élève à l'École des Mines, donné à Regnault ses notes prises au cours de Gay-Lussac pour lui servir en vue du cours dont il aurait été chargé à l'École des Mines vers 1836; mais il n'avait jamais pu ravoir ses notes que Regnault avait sans doute égarées. Or elles m'ont été remises en 1909 par Mme Mascart, quelques mois avant sa mort; elle les avait trouvées dans des papiers de son mari venant du laboratoire de Regnault. D'autre part, Berthier, à la même époque, déclare au Conseil de l'École

qu'il a dû compléter son cours de docimasie par des leçons de chimie générale, en raison de l'ignorance des élèves externes. Vers la même époque également un certain nombre d'élèves sont astreints par décision du Conseil à aller suivre les cours de physique de la Faculté des sciences et à passer des examens sur ces cours. Rien de semblable n'existe pour la chimie. Enfin cinq ans plus tard, lorsque Regnault quitte l'École des Mines et est remplacé par Ebelmen, le Conseil de l'École des Mines demande la création d'un cours de chimie générale, que l'Administration refuse alors et n'accordera que cinq ans plus tard.

Quoi qu'il en soit, après trois années de séjour au laboratoire, Regnault est nommé professeur adjoint de docimasie et chargé de suppléer complètement le professeur titulaire, Berthier. A cette occasion, le Conseil de l'École des Mines demande pour Regnault un logement à l'École afin de lui faciliter l'accomplissement de ses fonctions multiples. Cette demande n'est pas mieux reçue par l'Administration que les propositions précédentes faites en faveur de Regnault et donne lieu aux échanges suivants de correspondance, d'après extraits des procès-verbaux du Conseil de l'École des Mines.

Volume V, page 50 :

Dans la dernière lettre en date du 6 juillet 1838, M. le Directeur général répond au Conseil qu'il n'a pas cru devoir approuver la proposition qu'il lui a faite d'accorder le logement à M. Regnault, professeur de chimie adjoint; la concession de nouveaux logements ne peut avoir lieu que sur une ordonnance du Roi, et la nécessité de cette mesure ne lui a pas paru assez démontrée pour qu'il la proposât au Gouvernement. Le Conseil instruit par un de ses membres que M. le Directeur général adopterait volontiers cette mesure, s'il était convaincu qu'elle est entièrement dans l'intérêt de l'Ecole, a pensé qu'il pouvait lui adresser de nouvelles observations.

En conséquence, après avoir entendu plusieurs membres, il arrête qu'il serait écrit une nouvelle lettre à M. le Directeur

général pour lui exprimer que c'est dans l'intérêt seul des études chimiques que le Conseil lui a proposé de donner un logement au professeur adjoint de chimie. Cette lettre est conçue en ces termes :

« Monsieur le Directeur général,

« Le Conseil de l'École, a pris connaissance de la lettre que vous m'avez fait l'honneur de m'écrire relativement à la proposition qui vous est faite en son nom d'affecter quelques pièces du deuxième étage à un logement pour le professeur adjoint de chimie. Le Conseil, instruit d'ailleurs par l'intermédiaire d'un de ses membres, que votre intention était d'adopter cette mesure si elle était entièrement dans l'intérêt de l'École, m'a chargé de vous adresser quelques nouveaux renseignements. Il espère qu'ils vous prouveront que le seul sentiment qui l'a guidé dans cette circonstance a été d'offrir au professeur de chimie l'occasion de consacrer tout son temps à la direction des travaux du laboratoire et, par conséquent, au développement de l'instruction des élèves. La conviction du Conseil était tellement profonde que, bien qu'il connût la disposition de la loi des finances de 1833, qui ordonne que la concession de nouveaux logements n'aura lieu que par une ordonnance du Roi, il n'a cependant pas hésité à vous en faire la proposition ; la loi, en effet, n'a pas eu pour but de diminuer le nombre des logements, mais de ne les accorder que lorsque la nécessité en est reconnue. Le Conseil pense que les réflexions suivantes établiront cette nécessité d'une manière positive.

« Le professeur de docimasie est en même temps, d'après le règlement qui régit l'Ecole, chargé de la conservation de tous les objets et collections que possède le laboratoire. Ses fonctions consistent à faire des leçons orales sur toutes les parties de la chimie minérale et sur la docimasie ; à diriger l'instruction pratique que les élèves reçoivent dans le laboratoire pendant la durée du cours et pendant trois mois de l'été ; à exécuter, comme chef du laboratoire, les essais et les analyses que l'Administration veut lui faire faire. Il est en outre dans la nature des choses, quoique cela ne soit pas pour lui de devoir rigoureux, qu'il s'occupe de recherches ayant pour objet l'avancement de la chimie minérale et l'avancement des arts minéralurgiques. Ces recherches, qui ne peuvent être faites que de propre mouvement, exigent que le professeur trouve toutes les facilités possibles pour

se livrer à son travail. Sa présence à l'École est constamment nécessaire; il y est occupé toute l'année et chaque jour, depuis le matin jusqu'au soir. Le logement que le Conseil propose de donner au professeur de chimie ne saurait, en conséquence, être considéré comme une faveur personnelle, car il y aurait lieu de l'astreindre à l'occuper, et à l'occuper dans l'intérêt du service, quels que fussent son désir et ses intentions.

« On peut dire, en effet, que l'existence du laboratoire de l'École des Mines comme centre d'instruction et de recherches scientifiques, dépend absolument de cette circonstance. Cela a toujours été senti et, si le professeur actuel n'a pas été logé en 1816, c'est que l'exiguïté de la partie de l'hôtel dont le Gouvernement était alors locataire a rendu la chose impossible.

« Si l'on n'établit dès à présent, dans le local de l'Ecole, le jeune ingénieur qui est professeur adjoint de chimie, on peut craindre qu'il ne prenne l'habitude de travailler de préférence à l'École Polytechnique, où il est répétiteur et où il possédera peut-être plus tard une chaire; il serait alors possible qu'il s'adonnât aux recherches de chimie organique, qui sont maintenant à l'ordre du jour de la science et qu'il négligeât les travaux de chimie appliquée qui ont une si grande influence sur les progrès de l'art des mines. Il donnera, il est vrai, du travail aux élèves, les visitera chaque jour, mais il ne sera pas constamment au milieu d'eux. Il ne pourra les stimuler ni par ses avis de chaque instant, ni par son exemple; l'instruction pourra alors devenir languissante, et il serait à craindre que la culture de la chimie fût désormais délaissée par les ingénieurs des Mines.

« Les observations qui précèdent motivant d'une manière bien évidente la nécessité que réclame la loi de 1833 pour concéder un logement dans les bâtiments de l'État, et le Conseil vous prie, Monsieur le Directeur général, de vouloir bien en faire l'application. La seule objection qu'on pourrait faire est que l'encombrement des collections exige qu'on leur consacre de nouvelles pièces et que celles qui composent le logement proposé pourraient être utilisées à cet usage; mais cette objection, quoique spécieuse, n'est pas fondée, elle tombe devant l'examen des lieux; les pièces sur la cour sont coupées en partie par la cage du grand escalier, de sorte qu'elles sont, ainsi que j'ai l'honneur de vous l'exposer dans ma lettre du 28 janvier 1838, tout à fait impropres pour y placer des collections. Quant à y faire des salles d'études, elles sont trop petites et trop éloignées du centre de l'École pour qu'on puisse les consacrer à cet usage, leur en-

semble ne formera même qu'un logement très incommode, et il serait presque inhabitable si on n'y joignait les deux dernières pièces sur le jardin.

« Veuillez... Signé : CORDIER. »

(*Séance du 14 juillet* 1838.)

Volume V, page 53 :

Par une lettre du 21 juillet dernier enregistrée sous le n° 1080, M. le Directeur général annonce au Conseil que, d'après les nouvelles observations qu'il lui a adressées et sa déclaration positive que les pièces marquées EE sur le plan ne peuvent être affectées aux collections, il ne voit pas d'inconvénient à les considérer comme des annexes du laboratoire et en raison de la position particulière dans laquelle se trouve actuellement M. le professeur adjoint de docimasie, il l'autorise à s'établir provisoirement dans les pièces dont il s'agit.

ANNEXE III.

RÉSUMÉ DES TRAVAUX DE CHIMIE DE V. REGNAULT.

De 1835 à 1840 les *Annales de physique et de chimie* contiennent dix-huit mémoires de Regnault dont plusieurs sont d'une importance capitale et resteront longtemps classiques.

Les trois mémoires relatifs à *l'action du chlore sur les carbures d'hydrogène* et sur les éthers chlorhydriques ont mis en évidence l'existence de deux séries parallèles de composés substitués, isomères deux à deux, et démontré ainsi que la substitution peut respecter le groupement moléculaire des composés primitifs ayant servi de point de départ.

« Tous ces faits d'une grande netteté et bien d'autres d'une égale valeur, que je ne puis rapporter ici, disait Debray dans le discours prononcé aux funérailles de Regnault, prirent aussitôt leur place dans l'enseignement

de la chimie. Ils y ont conservé de nos jours la même importance, parce qu'il n'en existe pas de plus clairs, de mieux appropriés à la démonstration des lois qu'ils ont contribué à établir. »

Le mémoire sur les *alcalis organiques* a été provoqué par les études de Liebig. Le savant allemand avait annoncé, sans preuves expérimentales bien précises, que les bases organiques étaient de l ammoniac plus quelques corps étrangers, sans grande importance, semblait-il, car l'ammoniac gardait sa capacité propre de saturation par les acides. Regnault montre l'inexactitude complète de cette affirmation et établit pour la première fois la composition exacte des bases organiques naturelles les plus importantes. Plusieurs d'entre elles renferment deux fois plus d'azote qu'une molécule d'ammoniac; elles ne conservent donc aucunement la capacité de saturation par les acides de ce dernier composé.

Le mémoire sur *les combustibles naturels* est resté bien longtemps la seule source à consulter pour connaître les propriétés et la constitution des houilles. Les résultats en ont été reproduits dans une infinité de publications françaises et étrangères. Plus tard, les expériences de Gruner sont venues compléter sur quelques points le travail de Regnault, mais sans en modifier aucunement les conséquences essentielles, sans toucher à la classification des combustibles minéraux donnée pour la première fois dans ce travail.

Les expériences relatives à l'action de *la vapeur d'eau sur les métaux et les sulfures métalliques*, entreprises en vue de vérifier l'exactitude de la classification de Thénard, eurent en leur temps un grand retentissement; aujourd'hui elles ont perdu une partie de leur intérêt, parce que, pour la classification des métaux, on préfère invoquer leurs valences atomiques ou les données thermo-chimiques relatives à leurs chaleurs de combinaison.

Enfin le mémoire sur la *chaleur spécifique des corps simples et composés* fut un de ceux qui contribuèrent le plus à établir la notoriété de Regnault comme chimiste. On y trouve la première démonstration réellement expérimentale de la loi approchée de Dulong et Petit, devinée plutôt qu'établie par ces physiciens. Nommé membre de l'Académie des Sciences aussitôt après la publication de ce mémoire, Regnault abandonna ensuite définitivement toutes recherches de chimie.

ANNEXE IV.

AUTORISATION DE PROFESSER A L'ÉCOLE CENTRALE DES ARTS ET MANUFACTURES.

La lutte entre l'Administration et l'École des Mines au sujet de Regnault fut de tous les instants pendant les cinq années que Regnault resta attaché à cette Ecole. Le sous-secrétaire d'État ayant appris que Regnault avait accepté des fonctions de professeur à l'École Centrale, signale le fait au Conseil de l'École des Mines, qui avait dû être d'ailleurs le premier à le savoir. Celui-ci prend encore en main la défense de Regnault, comme le montrent les extraits suivants des procès-verbaux du Conseil.

Volume V, page 135 :

M. le Sous-secrétaire d'État, par une lettre en date du 10 mars, consulte le Conseil, pour savoir si M. Regnault peut sans inconvénient concilier les fonctions de professeur à l'École Centrale des Arts et Manufactures, avec celles dont il est chargé à l'École des Mines.

M. le Président ayant fait inviter M. Regnault à se rendre auprès du Conseil, il expose que les fonctions qu'il a acceptées

à l'École Centrale l'obligent seulement à faire deux leçons d'une heure et demie par semaine ; que ces leçons ont lieu le matin au moment où les élèves des Mines assistent aux cours et que, par conséquent, la légère absence qu'il est obligé de faire ne peut en aucune façon nuire à la surveillance qu'il exerce sur les travaux des élèves au laboratoire.

M. Regnault s'étant retiré, le Conseil prenant en considération les observations que vient de lui présenter cet ingénieur, est d'avis que les fonctions qu'il a acceptées à l'École Centrale peuvent facilement se concilier avec celles que M. Regnault remplit à l'École des Mines ; il invite, en conséquence, M. le Président à écrire à M. le Sous-Secrétaire d'État qu'il y a lieu d'autoriser M. Regnault à conserver la place de professeur de physique à l'École Centrale des Arts et Manufactures. (*Séance du 13 mars* 1840.)

ANNEXE V.

CITATION DU CÉLÈBRE CHIMISTE ANGLAIS ROSCOE.

Pour donner une idée du mépris avec lequel bien des chimistes traitent, aujourd'hui encore, l'expérimentation précise, on reproduira ici un passage d'un discours prononcé récemment au banquet annuel de la Société chimique de Londres par le doyen des chimistes anglais, The Right Hon. Sir Henry E. Roscoe, en réponse à un toast porté par le président actuel de la société aux cinq plus anciens présidents de cette société.

« L'influence de Williamson fit de moi un disciple de ce que l'on appelait alors la *chimie nouvelle*. Un enthousiasme, comme celui de Williamson, se manifeste sous les formes les plus variées et conduit au succès dans toutes les circonstances de la vie. Aucun grand professeur, aucun grand savant ne parvient à créer une école, à faire des travaux sensationnels s'il n'a le feu céleste. Wiliamson le possédait. *Il ne se préoccupait pas beaucoup de nous*

habituer à l'exactitude dans l'expérimentation (j'appris cela chez Bunsen) ; *mais il fit plus*, il nous donna l'exemple de ce que doit être le chercheur, l'homme toujours à la chasse de l'inconnu... »

ANNEXE VI.

LETTRE DE M. MASSON.

« Monsieur,

« Voici les renseignements que nous avons pu retrouver sur les œuvres de Regnault dont notre maison a été l'éditeur.

« En 1843, un contrat d'édition est intervenu entre M. Regnault et Victor Masson, mon grand-père, pour l'édition d'un petit traité de chimie.

« En 1848, l'ouvrage de Regnault ayant de beaucoup dépassé les dimensions assignées par l'éditeur, une nouvelle convention intervint pour la publication de deux ouvrages de chimie, l'un sous le nom de *Cours de chimie*, le second sous le titre de *Eléments de chimie*.

La 1re édition du *Cours*	parut en	1848	et fut tirée à	3.500	exempl.
2e	—	1849	—	3.500	—
3e	—	1851	—	3.500	—
4e	—	1853	—	5.500	—
5e	—	1858	—	6.000	—
6e	—	1868	—	3.500	—

« Cette sixième édition n'est pas épuisée.

La 1re édition des *Éléments*	parut en	1850	tirage	5.800	exemplaires
2e	—	1853	—	5.800	—
3e	—	1854	—	8.200	—
4e	—	1860	—	4.500	—
5e	—	1869	—	1.750	—

« Cette dernière édition est épuisée.

« Il a donc été vendu 25.500 exemplaires du *Cours de chimie* et 26.000 exemplaires des *Eléments de chimie*, soit 51.000 volumes

dans une période de vingt ans environ ; ce sont des succès de librairie scientifique inconnus de nos jours.

« Veuillez agréer.....

« P.-V. Masson. »

ANNEXE VII.

NOMINATION DE M. DE GAYFFIER.

Il sera peut-être intéressant de signaler incidemment comment les destinées de la Compagnie Parisienne du gaz furent confiées à des Ingénieurs de chemin de fer : M. de Gayffier, puis ensuite M. Camus, restés jusque-là totalement étrangers à la fabrication du gaz.

M. de Gayffier fut nommé directeur de la Compagnie Parisienne pendant l'année 1858, c'est-à-dire au cours de la seconde année d'existence de cette compagnie. Cette nomination fut annoncée dans les termes suivants à l'assemblée générale des actionnaires :

ASSEMBLÉE GÉNÉRALE DU 27 DÉCEMBRE 1858.

Dès le premier mai dernier, le Conseil, sur la proposition de M. Dubochet, a agréé pour le remplacer, M. de Gayffier, ingénieur en chef des ponts et chaussées. Depuis cette époque, M. de Gayffier, qui a exercé de hautes fonctions administratives, s'est voué aux travaux de la direction, et par son caractère et par son aptitude aux affaires confiées à ses soins, il a donné toutes les garanties désirables. Toutefois M. Dubochet, que tant de liens attachent à la Compagnie, nous a continué son concours.

L'auteur de la publication des œuvres de MM. Emile et Isaac Péreire font suivre cette citation des réflexions suivantes qui l'éclairent d'un jour tout particulier et font comprendre les raisons de l'intervention d'ingénieurs de chemins de fer.

La nomination de M. de Gayffier fut rendue nécessaire par suite de l'impossibilité où s'était trouvé M. Dubochet de veiller utilement à tous les détails de l'administration. MM. Péreire avaient, suivant leur habitude, posé les bases de la comptabilité de la Compagnie Parisienne, avec la sûreté et la précision de coup d'œil qui leur avaient permis de fixer du premier coup les règles de la comptabilité des chemins de fer. Mais ils n'avaient pas le temps de s'occuper des détails de l'exécution. Or on reconnut qu'une somme de 500.000 francs avait été portée deux fois au débit du compte de profits et pertes de l'exercice 1856, et comme cette erreur n'avait pu se commettre que faute d'une application exacte de la part de la direction, on résolut de confier dès lors le « ménage » de la Compagnie à un agent spécial, qui en ferait sa fonction exclusive. (Œuvres de MM. Emile et Isaac Péreire, *Histoire de la Compagnie parisienne du Gaz*, pp. 684 et 687.)

Le nom de M. de Gayffier avait été indiqué à M. Péreire par le directeur de leur bureau d'études, M. Louis Le Chatelier, lui-même ancien ingénieur de Compagnies de chemins de fer.

MM. Regnault, de Gayffier, Camus et Le Chatelier sortaient tous quatre de l'Ecole Polytechnique, les uns ingénieurs au corps des Mines, les autres au corps des Ponts et Chaussées et étaient liés par des relations d'amitié ou d'affaires.

ANNEXE VIII.

ROLE PROBABLE DE REGNAULT DANS LA CRÉATION DE LA COMPAGNIE PARISIENNE.

Tous les documents connus montrent d'une façon bien nette que la création de la Compagnie Parisienne est résultée de l'intervention simultanée de *Regnault*, de l'*Empereur* et des *Péreire*, mais il est moins facile d'éta-

blir d'une façon certaine comment ces différentes personnalités ont été mises en rapport. Il y a là un fait d'histoire industrielle assez intéressant à élucider. La question de l'éclairage de la ville de Paris ne regardait régulièrement que deux groupes : l'administration municipale de la ville de Paris, d'une part, et d'autre part, les compagnies gazières, or, en fait, la question a été complètement réglée en dehors des intéressés auxquels on a simplement demandé leur approbation pour la forme, quand tout était déjà arrêté.

Voici les données que j'ai pu réunir à ce sujet :

Relation des Péreire et des compagnies gazières. — D'après des documents authentiques, les anciennes compagnies gazières avaient, en mai 1854, sollicité des Péreire un emprunt de 10 millions pour régler avec la ville de Paris certaines dettes.

Dans les milieux gaziers, une tradition s'est transmise, prétendant que l'on avait dû demander aux Péreire leur intervention pour régler un pot-de-vin de plusieurs millions demandé dans l'entourage de l'Empereur et que c'est pour ce motif qu'ils avaient seuls figuré dans les négociations finales avant la signature de la nouvelle concession. Cette explication n'est pas défendable, car, dans ce cas, les Péreire n'auraient pas proposé à l'Empereur de livrer le gaz à 30 centimes au moment même où les compagnies existantes se déclaraient incapables de le livrer à moins de 40 centimes.

Dans la collection des œuvres des Péreire on trouve, au contraire, des allusions qui conduisent à une interprétation bien plus vraisemblable de cette substitution. Les propriétaires des compagnies gazières existant en 1855 étaient de petits commerçants, sans vues à longue portée, ne pensant pas que dans un siècle l'industrie pût différer de ce qu'elle était alors. Les Péreire, au contraire, dont toute la fortune a été édifiée sur une prévi-

sion très juste du développement de la grande industrie, savaient que l'industrie du gaz serait, comme toutes les autres, transformée par le développement des chemins de fer, et ils achetèrent en espèces sonnantes, 15 millions, une partie de la propriété des compagnies gazières. Celles-ci furent alors enchantées de recevoir de l'argent monnayé en échange de titres, de vieux papiers que les Péreire prirent avec non moins de plaisir et qui doublèrent de valeur en quelques années.

Relation des Péreire et de Regnault. — Toute l'opération faite par les Péreire reposait sur la croyance absolue aux chiffres donnés par Regnault pour le prix de revient du gaz, chiffres contestés par tous les gaziers de l'époque. Les Péreire n'étaient pas ingénieurs et devaient s'en rapporter, sur ces questions, à leurs conseils techniques, dont le principal était alors Louis Le Chatelier, l'ami de Regnault ; il a très certainement été le lien entre le savant et les financiers.

Relations de Regnault et de l'Empereur. — On peut admettre que les relations établies entre Regnault et l'Empereur le furent par l'intermédiaire de son camarade de promotion et son collègue dans le corps enseignant de l'Ecole Polytechnique, le commandant Favé, lié depuis plusieurs années déjà avec le Prince-Président dont il était le collaborateur pour ses études d'artillerie.

L'entente finale est résultée de ce que les trois parties en présence avaient dans la question des intérêts communs. L'Empereur : tenir ses promesses de la vie à bon marché ; Regnault : se justifier des attaques et même des injures dont il avait été abreuvé par les gaziers, et enfin les Péreire : tirer parti de l'ignorance économique et technique de leurs emprunteurs.

ANNEXE IX.

NOMINATION DE REGNAULT ET CRÉATION DE L'USINE EXPÉRIMENTALE.

Première assemblée générale du 7 mars 1857 de la Compagnie parisienne du Gaz.

Il est encore une autre mesure que nous avons prise et dont vous apprécierez l'importance. Une condition de notre industrie est d'apporter, dans ses procédés, tous les perfectionnements que la science peut découvrir. Il faut que nos appareils, il faut que nos usines soient l'objet de continuelles recherches, afin d'y réaliser incessamment toutes les innovations utiles. C'est en vue de ces perfectionnements que nous avons désiré le concours de l'un des savants les plus éminents de ce temps : M. Regnault, membre de l'Académie des sciences, a bien voulu être notre conseil scientifique. Aidés de sa haute expérience, nous marcherons d'un pas plus ferme dans la voie des améliorations.

Pour rendre cette intervention plus efficace et pour aller au-devant de la pensée de l'Administration, manifestée par l'article 11 du cahier des charges, lequel, en prévoyant les progrès de la science, a voulu en assurer l'application par notre société, nous avons décidé qu'une usine expérimentale serait établie dans un emplacement dépendant de l'usine de la Vilette, pour servir aux études et aux expériences ayant pour objet le perfectionnement de la fabrication du gaz. (Œuvres de MM. Emile et Isaac Péreire, *Histoire de la Compagnie parisienne du Gaz*, p. 601.)

ANNEXE X.

LETTRE DE SIR WILLIAM SIEMENS.

La Compagnie parisienne du Gaz a été la première à appliquer les procédés de récupération de la chaleur de

Siemens dans la distillation de la houille. Elle le fit sur le conseil de Louis Le Chatelier, qui mit en rapport son ami William Siemens avec M. de Gayffier, directeur de la Compagnie et M. Regnault, ingénieur-conseil. La lettre suivante de Siemens est destinée à tenir au courant de l'état des négociations son introducteur à la Compagnie parisienne.

3, *Great George Street*, *Westminster* S. W.

1er novembre 1861.

MONSIEUR,

Le Conseil de l'administration de la Compagnie pour l'éclairage de Paris m'a retenu avant-hier jusqu'à cinq heures, de sorte que je n'ai pu me rendre chez vous à l'heure du rendez-vous que vous m'aviez fait. Après une discussion assez longue, on semblait assez favorable, mais on ne voulait pas se décider sans le consentement de la part de M. Regnault qui était absent. En sortant, j'ai cependant rencontré M. Regnault qui, après quelques consultations avec ses collègues, me parlait encore pour une demi-heure, discutant surtout les termes. La Société me semblait tout à fait décidée de faire l'essai d'un ou même de trois fours à la fois pour mieux juger de l'économie. Il est convenu que je mettrai pour bénéfice une redevance d'un sixième de l'économie en combustible (prix pour prix) comme maximum. M. Regnault m'enverra un dessin des fours, comme ils sont à présent pour que je puisse y appliquer les régénérateurs.

Je ne doute pas, Monsieur, que cette application de mon système de chauffage donnera de très bons résultats (quoique l'économie en fours lents sera moins forte que quand il s'agit de températures très élevées), et je vous suis très reconnaissant pour cette introduction.

Je vous enverrai une copie du brevet anglais, qui donne des dessins exacts de plusieurs applications.

Agréez, Monsieur, l'assurance de ma plus haute considération.

SIEMENS.

M. L. Le Chatelier, ingénieur en chef des mines.

ANNEXE XI.

PROSPECTUS POUR LA VENTE DU COKE.

On a retrouvé dans les papiers de Regnault, restés à la manufacture de porcelaine de Sèvres, avec des lettres de convocations pour les réunions du Conseil d'administration de l'année 1858, toute une série de documents relatifs à l'emploi du coke au chauffage domestique : des dessins de poêles, dont quelques-uns sont corrigés de la main de Regnault et trois rédactions successives, écrites entièrement de la main de Regnault, d'un prospectus destiné à recommander aux Parisiens le coke de gaz comme le meilleur des combustibles. Ce détail est intéressant, parce qu'il montre à quel point Regnault s'occupait de toutes les affaires de la Compagnie parisienne. Ce n'était pas uniquement un conseil scientifique, intervenant seulement de haut et à de rares intervalles. Il joua certainement le rôle de directeur technique pendant les premières années nécessaires à M. de Gayffier et ensuite à M. Camus pour se mettre au courant de questions entièrement nouvelles pour eux.

Copie d'une note manuscrite de Regnault.

Le coke est le plus avantageux de tous les combustibles employés pour le chauffage des maisons. Son prix, à Paris, est bien inférieur à celui de tous les autres. La combustion du coke peut être réglée à volonté; et la chaleur qu'il produit peut être utilisée complètement pour le chauffage. On peut, en effet, brûler le coke avec la quantité d'air strictement nécessaire, on évite alors l'énorme perte de chaleur qui, dans nos foyers ordinaires, est emportée dans la cheminée par l'air qui n'a pas servi à la combustion. On n'obtient jamais ce résultat avec les combustibles qui brûlent avec flamme ; ceux-ci doivent brûler dans un grand

excès d'air, sans quoi ils donneraient beaucoup de fumée, et les cheminées seraient bientôt encrassées par la suie, cause si fréquente des incendies. Malgré des avantages si certains et si faciles à apprécier, l'emploi du coke pour le chauffage domestique n'a pas reçu jusqu'ici le développement qu'il prendra lorsqu'on connaîtra mieux les conditions dans lesquelles il doit être appliqué. La raison en est bien simple, c'est que les cheminées de nos maisons, nos poêles n'ont été disposés que pour le chauffage au bois; on ne peut même pas y brûler convenablement le charbon de terre : les houilles grasses y brûlent avec fumée, répandent de l'odeur dans l'appartement et encrassent de suie les cheminées et les tuyaux; les houilles sèches et maigres y brûlent difficilement et s'éteignent avant qu'elles ne soient consommées. Le coke présente ce dernier inconvénient dans nos cheminées ordinaires; les fragments presque toujours isolés les uns des autres et sur une petite épaisseur s'éteignent promptement.

Ces graves inconvénients peuvent être facilement évités, pour le coke, par une disposition convenable des appareils de chauffage. Pour mettre le public à même de réaliser immédiatement les avantages d'un mode de chauffage, à la fois économique et salubre, la Compagnie parisienne d'éclairage et de chauffage par le gaz a fait faire des expériences complètes sur le chauffage au coke et sur les dispositions les plus favorables qu'il convient de donner aux foyers; elle a fait exécuter sur ses dessins et dans les grandes usines métallurgiques de nouveaux appareils qui n'ont été acceptés par elle qu'après avoir été soumis à des épreuves décisives; elle a voulu que le public pût les acheter aux prix les plus bas, aux prix coûtants en fabrique et, pour atteindre ce but, elle a renoncé à tout bénéfice dans la vente des appareils. (*Document communiqué par M. Granger.*)

BULLETIN.

PRODUCTION MINÉRALE ET MÉTALLURGIQUE DE LA HONGRIE EN 1908 ET 1909.

PRODUITS des mines, salines et usines métallurgiques	1908			1909		
	QUANTITÉS	VALEUR des produits	PRIX moyen	QUANTITÉS	VALEUR des produits	PRIX moyen
	tonnes	francs	francs	tonnes	francs	francs
Houille	982.017	13.396.998,28	13,94	1.183.927	15.468.776,88	13,06
Lignite	7.034.500	64.661.012,65	9,15	7.502.533	70.997.983,05	9,45
Ozokérite	4.818	504.542,41	104,71	5.053	529.079,78	104,71
Huile minérale brute	2.427	138.743,84	56,85	2.590	147.254,22	56,85
Roches asphaltiques	72.972	15.369,79	0,20	73.992	15.495,50	0,20
Briquettes de houille	109.179	2.161.465,12	19,79	117.598	2.244.302,36	19,05
Coke	141.954	4.298.166,55	30,26	157.615	4.897.736,85	31,20
Goudron de houille	1.409	57.539,19	40,83	2.583	111.413,56	43,97
Soufre	144	8.767,79	60,73	131	8.912,75	67,95
Sel gemme	223.551	non indiqués		231.182	non indiqués	
Eaux salées	183.827	non indiqués		183.486	non indiqués	
Minerais de fer	1.936.407	13.913.339,16	7,18	1.965.482	15.210.482,84	7,73
Pyrite de fer	95.824	814.086,19	8,49	98.953	853.840,47	8,68
Minerais de manganèse	10.600	140.500,48	13,19	11.989	170.393,95	14,13
Minerais de zinc	135	7.852,21	57,90	115	7.185,52	62,51
Minerais de plomb	3	376,75	125,65	—	—	—
Minerais de cuivre et cuivre de cément	15.879	408.521,15	25,75	21.687	833.688,87	38,43
Minerais d'antimoine	193	22.159,25	114,97	9	1.297,35	140,94
Terres alumineuses	—	—	—	600	7.795,17	12,99
Couleurs minérales	294	27.490,77	93,61	63	890,03	14,24
Vitriol vert	1.372	25.760,15	18,74	1.414	32.849,17	23.14
Sulfocarbure	2.966	869.472,46	293,18	3.086	904.862,31	293.19
Acide sulfurique	1.444	20.730,63	14,34	1.307	20.632,29	15.71
Sulfate d'ammoniaque	572	16.470,88	28,79	967	276.434,40	285,86
Fonte d'affinage	505.559	41.883.259,20	82,82	514.833	41.618.830,10	80,73
Fonte moulée en première fusion	17.415	3.724.750,39	214,02	15.577	3.123.489,49	200,42
Plomb et litharge	1.734	593.246,50	341,98	2.080	719.516,94	345,86
Cuivre	166	253.345,84	1.528,97	265	399.973,32	1.507,12
Antimoine régule	1.115	787.014,33	704,95	685	399.345,36	582,93
Antimoine cru	8	3.688,98	471,19	10	4.771,00	477,07
Mercure	78	328.571,60	4.188,40	71	299.465,89	4.188,48
Or fin (kilogrammes)	3.288.804	11.295.272,91	3.434,48	2.726.210	9.353.367,16	3.434,48
Argent fin (kilogrammes)	12.611.877	1.168.131,25	92,62	11.159.526	1.003.612,69	89,94
Totaux (sans le sel gemme et les eaux salées)		161.546.646,70			169.663.599,27	

Le nombre des ouvriers employés aux mines, usines métallurgiques et salines en Hongrie en 1909 a été de 87.109 (contre 87.065 en 1908). Ce personnel se décompose de la manière suivante :

	Hommes	Femmes	Enfants	Totaux
Mines de charbon	49.109	539	2.113	51.761
Autres mines.	23.974	674	2.764	27.412
Usines à fer.	4.010	73	266	4.349
Autres usines métallurgiques.	930	47	69	1.046
Salines.....................	2.237	—	304	2.541
Totaux..............	80.260	1.333	5.516	87.109

Extrait de la *Statistique de l'industrie minérale en Hongrie pour l'année* 1909, publiée par le Ministère des Finances, Budapest (décembre 1910); par M. Przyborski, ingénieur des mines à Buda-Pesth.

PRODUCTION MINÉRALE ET MÉTALLURGIQUE DE LA BOSNIE ET HERZÉGOVINE EN 1909.

PRODUITS	QUANTITÉS	VALEUR des produits	PRIX MOYEN
Mines :	tonnes	francs	francs
Lignite............................	696.114	4.027.496,33	5,78
Minerais de fer....................	120.069	611.746,20	5,09
Pyrite de fer	7.265	98.928,96	13,61
Minerais de manganèse............	5.692	174.821,72	30,68
Cuivre gris mercurifère (Fahlerze)..	268	5.608,26	20,94
Minerais de chrome..............	332	24.297,95	73,30
Eaux salées.........................	1.893.019	193.928,15	1,03
Usines métallurgiques et salines :			
Mercure..........................	3	15.555,71	5.361,15
Fonte d'affinage..................	49.062	3.578.404,56	72,88
Fonte de moulage.................	4.677	1.027.159,02	219,68
Fers laminés......................	22.307	3.907.771,96	175,18
Sel raffiné.......................	22.128	2.571.929,95	118,32
VALEUR TOTALE...........		16.237.648,77	

Le nombre des ouvriers employés aux mines, usines métallurgiques et salines a été de 6.805 (contre 6.715 en 1908). Ce nombre se répartit ainsi :

Mines de lignite........................	2.532
Autres mines............................	941
Usines à fer.............................	1.268
Autres usines métallurgiques et salines...	2.064
Total..........................	6.805

Extrait du *Bányászati és kohászati Lapok* n° 24, 1910 (Budapest), d'après les données officielles de la *Statistique de l'industrie minérale en Bosnie-Herzégovine* ; par M. Przyborski, ingénieur des mines à Buda-Pesth.

ÉTUDE

SUR LES

MINERAIS DE FER SCANDINAVES

LAPONIE SUÉDOISE. — GRÄNGESBERG. — GISEMENTS DE MINERAIS PAUVRES

Par M. P. NICOU, Ingénieur au Corps des Mines.

INTRODUCTION.

Le XIe Congrès géologique international, qui s'est tenu à Stockholm en août 1910, ne pouvait pas, dans la terre classique des gisements de Laponie et de Dannemora, ne pas donner une part très importante tant dans les excursions organisées à son propos que dans les travaux faits à son occasion, à l'étude des minerais de fer. Il le pouvait d'autant moins que le Congrès précédent de Mexico avait décidé d'entreprendre une vaste étude sur les ressources mondiales actuellement connues en minerais de fer, étude dont l'on venait de condenser les documents dans un ouvrage publié à Stockholm, quelques mois avant l'ouverture de la session, sous le titre : *The iron ore resources of the world.*

Délégué à ce Congrès par M. le Ministre des Travaux publics, nous avons pu compléter les renseignements recueillis lors d'un précédent voyage fait en Suède en 1908, sur un certain nombre de points que nous n'avions pu qu'effleurer dans notre étude, publiée en cette même année dans les *Annales des Mines ;* les nombreuses facilités qu'ont mises à notre disposition les diverses per-

sonnes compétentes nous ont rendu la tâche singulièrement facile.

Nous passerons successivement en revue, dans les chapitres qui vont suivre, d'abord l'état actuel des mines de la Laponie suédoise, sur lesquelles l'attention continue toujours de se porter, tant par suite de leur situation d'avoir comme actionnaire l'Etat suédois que par le développement de leurs exportations suivant les termes du contrat de 1907; ensuite, nous dirons quelques mots des modifications que va apporter au service des Chemins de fer l'électrification partielle de la ligne de Laponie. Nous compléterons l'étude des gisements de minerais de fer phosphoreux de la Suède par la description des gites du Centre, parmi lesquels celui de Grängesberg est incontestablement le plus puissant, mais sans omettre néanmoins Blötberg, Idkerberg et Fredmundberg. Le développement des ateliers de préparation magnétique nous fera décrire les divers systèmes employés dans les ateliers suédois et les résultats de déphosphoration des minerais apatisés et d'enrichissement des minerais pauvres, obtenus dans ces traitements, nous amèneront à passer sommairement en revue les gisements de minerais du Nord de la Norvège, que l'on met actuellement en œuvre sur une vaste échelle. Enfin, nous terminerons ces études sur les minerais scandinaves par des indications sur les conditions actuelles de l'exportation des minerais suédois.

PREMIÈRE PARTIE

EN LAPONIE SUÉDOISE.

LES MINES EXPLOITÉES DE LAPONIE. GELLIVARE ET KIRUNAVARA.

La nouvelle situation dans laquelle se sont trouvées les mines de Laponie du fait de la mise en application, à dater du 1er janvier 1908, de leur contrat avec l'État suédois, contrat qui fixait, pour une période d'assez longue durée (jusqu'en 1937), les conditions d'exploitation des deux grands gisements de Gellivare et Kirunavara, a permis, tant aux sociétés minières qu'à l'Etat suédois, de réaliser des installations ou des procédés nouveaux de travail qu'il est intéressant de signaler. Nous le ferons au cours des chapitres suivants, en évitant autant que possible toute redite avec notre étude de 1908 sur les gisements de minerais de fer de la Laponie suédoise, insérée dans les *Annales des Mines*, et en divisant ce travail en deux sections : celle relative aux mines et accessoirement aux ports d'embarquement de Luléå et de Narvik, et celle qui s'occupera du grand projet adopté en 1910 par les Chambres suédoises, dont la mise à exécution se fait en ce moment, à savoir l'électrification de la ligne de Kiruna à Riksgraensen, avec construction d'une grande centrale hydro-électrique à Porjus. Nous donnerons aussi accessoirement quelques indications sur les deux autres gisements de minerais de fer exploités dans cette même région à Tuolluvara et à Koskullskulle.

Mais, avant de commencer cette étude, qu'il nous soit permis d'acquitter un agréable devoir : celui de remercier les nombreuses personnes qui se sont mises si complaisamment à notre disposition, pour nous fournir tous

documents nécessaires et, en particulier, parmi elles, le général Geijer, président de la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund; MM. Lundbohm, directeur général des mines dépendant de cette Société (Kirunavara, Gellivare et Grängesberg), Ivan Ofverholm, chef du service des études électriques aux Chemins de fer de l'Etat suédois.

Estimations nouvelles de puissance en minerai des gisements de Gellivare et Kirunavara. — Des calculs récents ont été faits sur les ressources en minerais de fer de Gellivare et Kirunavara (*fig.* 1 et 5), à propos du Congrès géologique international de Stockholm (1910), et à la suite d'études et d'observations poursuivies en ces dernières années et indiquées dans un rapport de M. Lundbohm.

Pour Gellivare, sans Koskullskulle (qu'une note de son directeur, M. Wanjura, estime devoir contenir environ 40 millions de tonnes jusqu'à une profondeur maxima de 400 mètres au-dessous des affleurements), on est arrivé à un total de 226.341.500 tonnes, jusqu'à la cote 500 (soit 106 au-dessus du niveau de la mer); ceci seulement pour les minerais directement utilisables, provenant de lentilles en exploitation, reconnues par sondages ou par travaux magnétiques et, en même temps, d'exploitation normale dans les conditions actuelles, après ou sans triage simple, mais sans intermédiaire d'atelier de séparation magnétique broyant le produit brut de la mine pour en tirer du slig riche et déphosphoré; 6.300.000 tonnes correspondraient à du slig provenant de minerais bruts inutilisables sans ce traitement magnétique.

Pour arriver à ces chiffres, on s'est appuyé sur l'observation suivante : il apparaît d'une façon constante que jusqu'aux profondeurs aujourd'hui connues, la section horizontale des lentilles à Gellivare ne subit pas de diminution. Quelques exemples expliciteront ce fait.

A Linné (*fig.* 2), on a la même puissance aux ni-

veaux 33(*), 80 et 160. A Tingvallskulle (*fig.* 3), une coupe

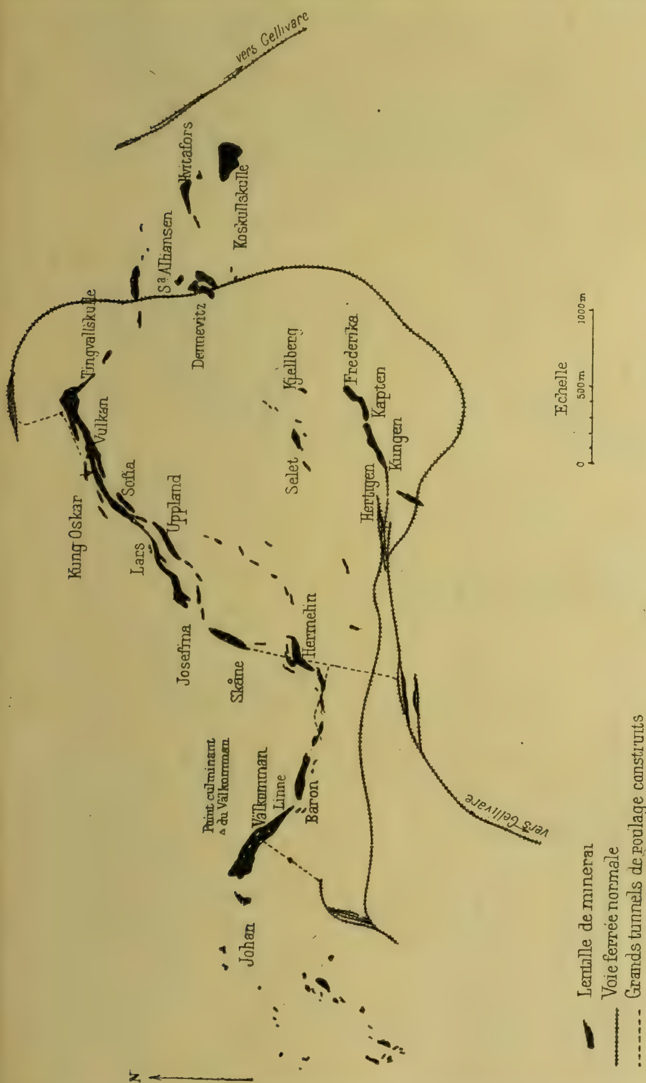


Fig. 1. — Carte schématique de la région de Gellivare (une carte détaillée figure dans les *Annales des Mines* de 1908, t. XIV, p. 11).

(*) Les cotes sont exprimées en mètres au-dessous du point culminant de la colline de Välkomman (attitude 616 mètres au-dessus du niveau de la mer).

verticale donnant une traversée horizontale de début de 40 mètres retrouve cette même traversée à la cote 80, mais la ramène à 38 à 156, niveau où des intercalations stériles la divisent en plusieurs parties ; un sondage vertical a plus profondément recoupé le minerai entre 219 et 310 et, d'après le pendage des épontes, la traversée

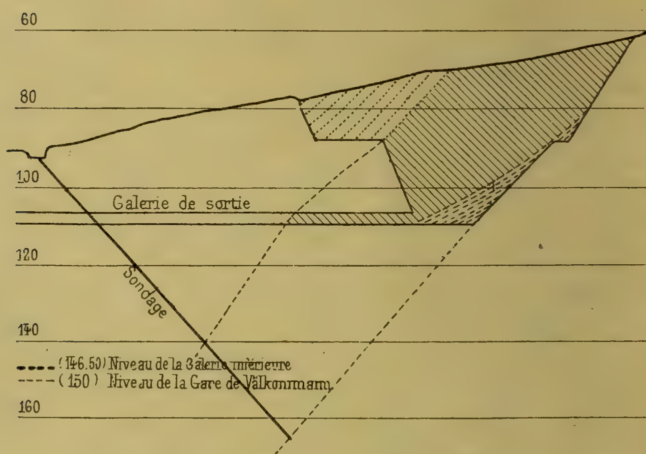


Fig. 2. — Coupe à Linné. (Légende *fig.* 4.)

horizontale à 250 serait de 50 mètres, donc un peu supérieure aux précédentes. Hermelin (*fig.* 4) donne les mêmes sections qu'à la surface jusqu'au niveau de la galerie 200 et un sondage intérieur a traversé le minerai entre 206 et 238 avec des pendages qui confirment la constance de l'épaisseur. A Hertigen, des constatations analogues se font, et un sondage intérieur, au niveau 237, a recoupé la formation minéralisée entre 278 et 308 avec indication d'un notable élargissement de la colonne, qui avait subi par contre un amincissement sensible entre 220 et 240 ; un peu à l'Est de la coupe précédente d'Hertigen, c'est, au contraire, à un élargissement que l'on avait affaire au

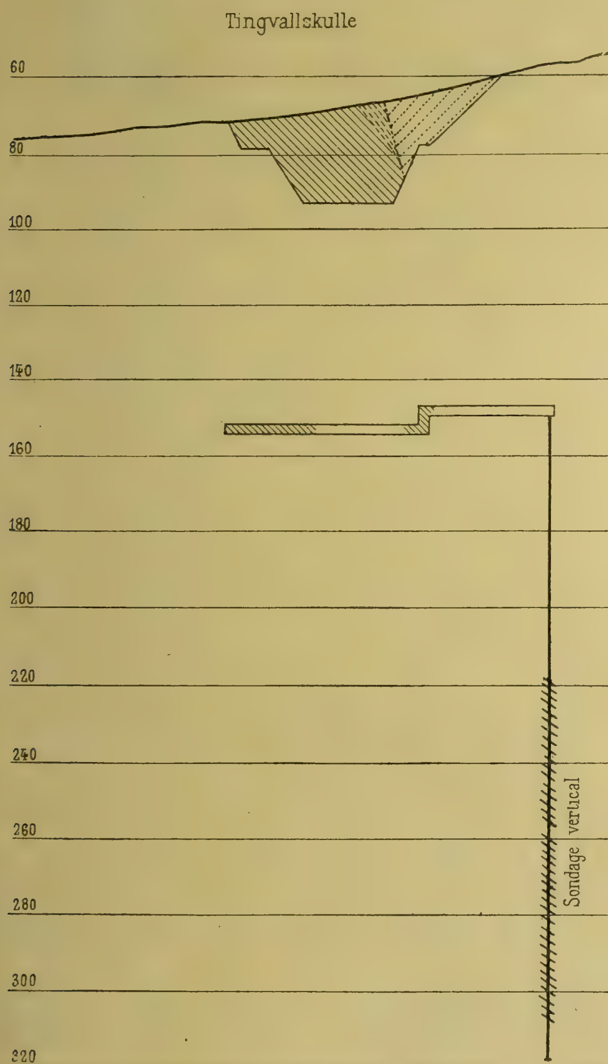


FIG. 3. — Coupe à Tingvallskulle. (Légende *fig.* 4.)

niveau 237. Il n'est pas jusqu'aux plus petites lentilles qui ne confirment cette constance de la formation, puisqu'un gîte à l'Ouest de Kapten a pour section 500 mètres carrés à 170 et 237 ; enfin, ajoutons qu'un sondage au

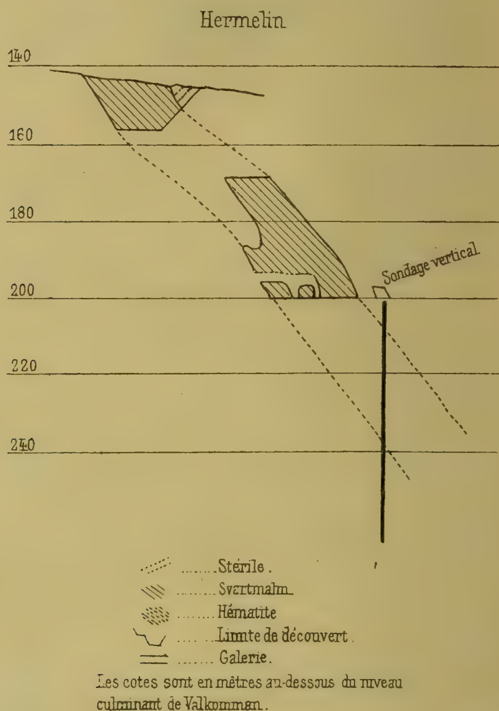


Fig. 4. — Coupe à Hermelin.

niveau 237 a rencontré le minerai de Kapten entre 372 et 408.

On a alors, en poussant la continuité de la constance jusqu'à la cote 500, obtenu les résultats suivants par groupe, d'après le tableau de M. Lundbohm :

GROUPE	SURFACE minéralisée m²	PROPORTION de minerai	POIDS du minerai en tonnes au m^3	MINERAI par mètre	MINERAI ESTIMÉ JUSQU'AU niveau 200	niveau 253	niveau 357	MINERAI estimé des niveaux de 200, 253, 357 à celui de 500	TOTAL tonnes
		p. 100		tonnes					
Hvitafors, Dennevitz, Alliansen, etc	23.800	70	4,8	79.968	—	4.381.400	—	19.752.100	24.133.500
Tingsvallskulle à Sofia avec Norbotten, etc..	55.300	70	4,8	185.808	—	34.499.400	—	45.894.600	80.394.000
Uppland à Hermelin et Välkomman, etc.....	85.200	65	4,8	265.824	23.111.460	—	—	79.747.200	102.858.600
Selet, Frederika, Kapten et Champs du Sud.	17.120	75	5,0	64.200	—	—	9.774.500	9.180.600	18.955.400
TOTAL................	181.420			595.800					226.341.500

Les minerais de préparation magnétique correspondraient à une surface de 25.000 mètres carrés, où le minerai à densité de 4,5 ferait 70 p. 100 du total abattu, soit 78.750 tonnes par mètre; estimé jusqu'au niveau 200, le slig possible serait de 6.300.000 tonnes.

Si on compare les données précédentes à celles que nous avions indiquées en 1908, on voit que les surfaces minéralisées ont subi des augmentations sensibles du fait des reconnaissances nouvelles des gîtes accessoires; les proportions de minerai dans les lentilles sont plutôt inférieures aux chiffres de M. Dellwick; par contre, les poids spécifiques calculés plus strictement ont été relevés en moyenne de 15 p. 100; mais la grande différence des estimations provient surtout des profondeurs beaucoup plus grandes auxquelles ont été poussés les calculs; M. Petersson n'arrivait pour Gellivare seul qu'à 41.302.000 tonnes, pour des profondeurs de seulement 100 mètres au-dessous des travaux faits en fin 1906.

Pour ce qui se rapporte à Kirunavara (*fig.* 5), en face des 286.000 mètres carrés donnés par M. Petersson en 1907, comme représentant la surface horizontale minéralisée pour le seul grand amas proprement dit de Kirunavara, nous avons aujourd'hui à opposer dans le travail de M. Lundbohm 436.000 mètres carrés; 329.000 sont le fait des zones reconnues par les travaux d'exploitation, sondages et mesures magnétométriques, et comprises entre le chemin de fer, la base Nord de l'affleurement du côté du Luossajärvi et la terminaison Sud de ce même affleurement à Jagmästaren (y compris également les petits gîtes secondaires du Sud-Est, reconnus seulement par le magnétomètre dans les concessions de Harädshofdingen, Kammarherren et Amalius). Les 107.000 derniers mètres

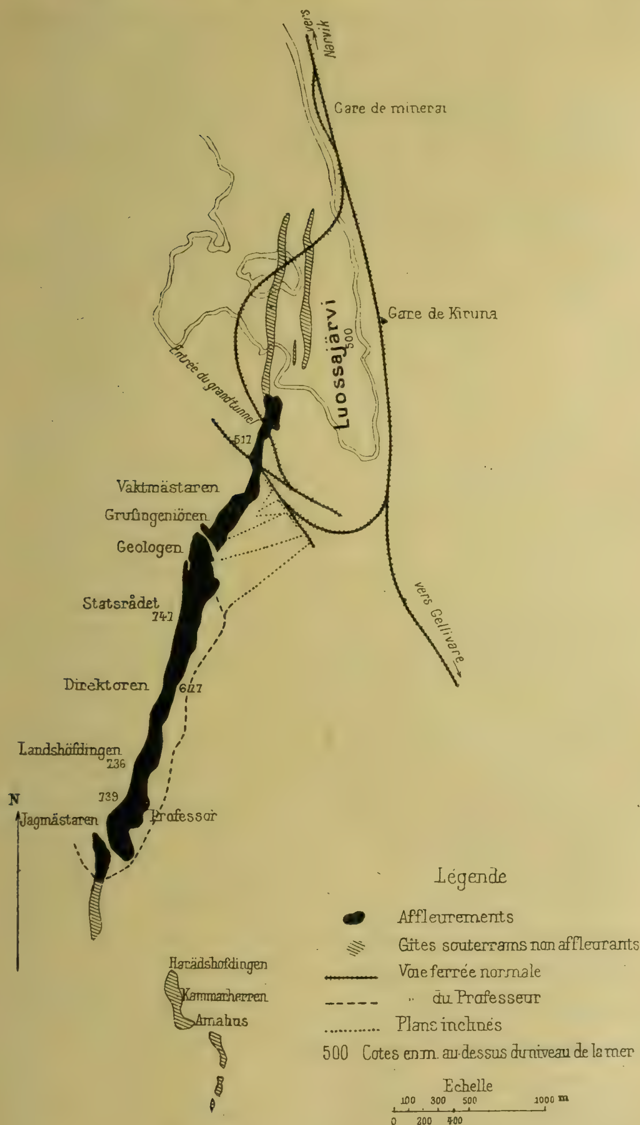


Fig. 5. — Carte schématique de la région de Kirunavara (une carte détaillée figure dans les *Annales des Mines* de 1908, t. XIV, p. 12).

se rapportent aux parties qui prolongent l'affleurement au-dessous de la surface du sol et au-dessous du niveau du lac Luossajärvi, connues alors seulement par sondages et magnétométrie. On n'a pas exécuté de nouveaux travaux au diamant depuis la fin de la grande campagne dans laquelle on avait foré au total 5.997 mètres.

Les différences d'épaisseur trouvées par rapport à la surface dans les divers sondages paraissent se compenser assez exactement pour que, comme à Gellivare, on puisse compter sur la constance de la formation en profondeur. Les intercalations stériles sont très réduites et se bornent, en somme, à deux passages de syénite-porphyre entre Grufingeniören et Geologen et entre Jagmästaren et le prolongement du Sud, roches dont la surface n'est pas considérée dans les 329.000 mètres carrés. Le chiffre moyen de densité pour l'ensemble des diverses catégories de minerai de 4,5, adopté dans les calculs, a reçu la consécration de la pratique, puisque là où il a été extrait réellement de l'origine des travaux à octobre 1908 7.378.625 tonnes, le calcul par le cube extrait avec le coefficient 4,5 donnerait 7.318.625.

Dans ces conditions, et en ne tenant pas compte des petits gîtes du Sud-Est, dans les chiffres du minerai estimé au-dessous du niveau du lac (ce qui ramène alors les 436.000 mètres carrés initiaux à 414.600), on aurait :

Au-dessus du niveau du lac, 240.000.000 tonnes ;

A partir de ce niveau et jusqu'à 300 mètres au-dessous, 559.000.000 tonnes.

L'auteur ramène ce dernier chiffre à 500.000.000, pour tenir d'une certaine indécision sur les 107.000 mètres carrés de prolongement des affleurements, et arrive alors à un total de 740 millions de tonnes. En admettant comme Petersson en 1907, par suite des indications de certains sondages, un certain amincissement proportionnel, M. Lundbohm arriverait encore à 672 millions de

tonnes. Les résultats nouveaux, comme ceux de Gellivare, sont donc beaucoup plus forts que les anciens.

Nous résumons dans le tableau ci-dessous les principales évaluations de la contenance de Kirunavara, suivant les auteurs :

	Au-dessus du niveau du lac	Jusqu'à 300 mètres au-dessous du lac	
1875. Gumaelius.	265.110.000 t.	—	—
1897. Lundbohm.	215.000.000 (*)	—	—
1897. Vogt	260.000.000	—	—
1903. De Launay.	—	600 à 800.000.000	—
1907. Petersson..	—	480 —	—
1910. Lundbohm.	—	740 (**) —	—
1910. Lundbohm.	—	672 (***) —	—

Il nous faut maintenant dire un mot d'une autre estimation du gisement de Kirunavara faite par M. Carlheim-Gyllensköld en se basant simplement sur une série de mesures magnétométriques faites, à partir de 1900, dans la région de Kirunavara, dans le but d'avoir un témoin de ce qui se passait au moment où la masse minéralisée n'était pas encore attaquée et d'obtenir ainsi des indications sur la variation de la force magnétique au fur et à mesure de l'abatage du minerai ; sans vouloir entrer dans des considérations théoriques sur les méthodes de calcul qui sont longuement exposées dans un ouvrage publié en 1910 à Stockholm, sous le titre de : *A brief account of a magnetic survey of the iron field of Kirunavara* (1900-1910), donnons les conclusions. L'auteur arrive à considérer le gisement comme équivalent à un ellipsoïde extrêmement plat, ayant respectivement pour axes 3.600, 1.500 et 108 mètres, ce qui, avec la densité de 4,5, correspondrait à l'existence de 1.372 millions de tonnes.

(*) Avec un amincissement en profondeur, 265 sans cette considération.

(**) Sans amincissement en profondeur.

(***) Avec amincissement en profondeur.

Pour ce qui est du gisement voisin de Tuolluvara, on le considère comme contenant 5.480.000 tonnes, dans les concessions exploitées de Siam, Ararat, Emil et Choulalonghkorn, avec, en plus, 1.370.000 tonnes pour les parties seulement connues par le magnétomètre, en tout 6.850.000.

Si on récapitule les estimations précédentes, on aura :

Kirunavara...............	740.000.000	tonnes
Gellivare.................	238.000.000	—
Tuolluvara..............	7.000.000	—
Koskullskulle...........	40.000.000	—

soit environ 1.020 millions de tonnes.

EXTRACTION ET QUALITÉS DE MINERAI.

Kirunavara. — L'extraction à Kirunavara a toujours continué à se faire à ciel ouvert, si l'on excepte les très faibles quantités de minerais correspondant aux roches (25.754 tonnes en 1909), abattues lors du creusement du grand tunnel, des galeries de roulage et des puits intérieurs ; les chiffres de 1908 et 1909 (*) seront :

	1908		1909	
Roche abattue..........	1.950.077	tonnes.	1.603.460	tonnes.
Minerai correspondant..	1.649.851	—	1.383.687	—
P. 100 en minerai.......	84,60		86,29	

Les teneurs et quantités de chaque catégorie étant pour 1909 :

89.134	tonnes	de minerai	A à	69,52	p. 100 Fe	et	0,021 Ph
15.442	—	—	B	69,41	—		0,047
103.768	—	—	C	68,26	—		0,174
763.467	—	—	D	61,76	—		1,990
411.876	—	—	G	58,77	—		2,910

(*) La baisse de 1909 est due à la grève générale qui sévit en Suède en août-octobre.

soit des proportions respectives de 6,4; 1,1; 7,5; 55,2 et 29,8 p. 100 pour chaque catégorie.

Le tableau suivant donne, depuis l'ouverture de la mine jusqu'à la fin de 1909, le tonnage de minerais de chaque catégorie expédiés par navire avec l'analyse moyenne géométrique correspondante(*).

CATÉGORIE	ANNÉES de chargement	NOMBRE de chargements	TONNAGE chargé	TENEURS		PROPORTION du total p. 100
				Fe	Ph	
			tonnes			p. 100
A	1903-1909	378	1.141.302,16	69,63	0,024	1,9
B	1903-1909	22	67.387,46	69,25	0,067	0,7
C	1903-1909	132	371.854,53	68,60	0,162	3,9
D	1903-1909	1.388	7.003.158,53	62,48	1,880	73,0
F	1901-1905	87	278.966,93	59,34	2,760	2,9
G	1903-1909	186	708.636,73	57,77	3,090	7,6

Les catégories B et F ne sont plus produites maintenant; la catégorie F a été purement et simplement supprimée, et ses minerais reportés sur D et G; B est devenue la catégorie C_1, avec maximum de phosphore de 0,3 p. 100, et C est passée C_2, avec maximum de phosphore 0,8. On a alors les types suivants à partir de 1910:

A.	Maximum de Ph	0,05	Teneur moyenne de Fe		69 à 70
C_1.	— —	0,30	—	—	67 à 68
C_2.	— —	0,80	—	—	66
D.	Ph compris entre	0,8 et 2,5	—	—	62
G.	Ph entre........	2 et 4,5	—	—	58

Comme on s'en rend compte par les chiffres plus haut donnés, la proportion totale des catégories phosphoreuses à partir de C augmente, par suite du ralentissement de la production des minerais A qui, une fois les marchés

(*) La classification en catégories étant basée sur le phosphore de la façon suivante : A tenant moins de 0,05 p. 100, B de 0,1, C de 0,6, D allant de 0,75 à 2,5, F de 2 à 3 et G étant supérieur à 2.

en cours expirés, ne pourra plus être consommée que par la métallurgie suédoise.

Comme types d'analyses moyennes complètes de minerai, on trouvera ci-après celles correspondant aux réceptions en 1908 et 1909 de la maison Muller, de Rotterdam.

	A		C		D		F ET G	
	1908	1909	1908	1909	1908	1909	1908	1909
Fe	69,61	69,498	68,196	67,695	62,26	61,799	58,07	58,68
Mn	0,04	0,46	0,125	0,120	0,08	traces	0,09	0,11
SiO^2	1,655	1,69	1,69	2,066	1,80	1,94	1,85	1,90
P	0,018	0,019	0,18	0,258	1,95	2,058	2,977	2,76
S	0,026	0,02	0,006	0,017	0,04	0,05	0,038	0,058
CaO	0,32	0,227	0,36	0,88	4,825	6,75	8,96	8,407
MgO	0,48	0,32	0,29	0,46	0,28	0,15	0,318	0,24
Al^2O^3	n. d.	n. d.	1,768	0,61	0,04	0,38	0,299	0,395
Cu	traces	traces	n. d.	n. d.	traces	traces	n. d.	n. d.
TiO^2	0,08	0,08	0,18	0,18	0,18	0,18	n. d.	0,12
H^2O	0,27	0,36	0,587	0,82	0,255	0,43	0,380	0,589

Quant à la mine de Tuolluvara, ses extractions de 1908, 1909 et 1910 ont été respectivement de 78.732, 61.265 et 80.957 tonnes, avec 16.256, 12.368 et 10.219 de brèches minéralisées correspondant au total à 184.749, 120.881 et 146.118 tonnes de brut, soit des proportions de 42,7, 56,7 et 55,4 p. 100 de minerais marchands. Ceux-ci sont toujours des deux catégories A et C; la première a donné, en 1909 et 1910, 25.415 et 28.286 tonnes exclusivement maintenant consommées en Suède par les usines possédant le gisement : Sandviken, Iggesund, Fagersta, Bofors et Gullspang, Storfors, Degersfors, Uddeholm, Stromsnoes ; C (production en 1910 : 52.671 tonnes) est exportée pour la presque totalité.

Depuis 1905 jusqu'à 1909, la teneur des minerais expédiés de Luleå et de Narvik aurait été pour Tuolluvara, d'après M. Lundbohm :

	A			C		
	tonnes	Fe	Ph	tonnes	Fe	Ph
1905......	36.829,5	67,72	0,007	9.518,54	66,17	0,056
1906......	31.207,6	68,18	0,010	37.145,27	67,38	0,064
1907......	31.043,2	68,39	0,008	55.536,66	67,57	0,161
1908......	24.964,4	67,94	0,009	46.576,54	67,33	0,349
1909......	25.414,7	67,91	0,007	54.184,41	67,65	0,294
Totaux..	149.451,4	68,02	0,008	202.961,42	67,44	0,217

En 1910, le minerai A a tenu 67,70 de fer et 0,009 Ph ; le minerai C, 67,59 et 0,059 : de ce dernier 50.085 tonnes ont été exportées par Narvik, 22.360 vers l'Angleterre, 18.071 vers les États-Unis et 9.654 vers l'Allemagne.

Depuis le début jusque fin 1909, la mine a fourni 165.900 tonnes A et 213.922 C.

La maison Müller donne, de son côté, comme moyenne de ses réceptions de 1908 et 1909 en minerais C :

	1908	1909
Fe	67,55	67,138
Mn	0,245	0,215
S	0,02	Tr.
P	0,266	0,295
SiO^2	2,89	2,778
Al^2O^3	1,018	1,51
CaO	1,59	1,44
MgO	1,38	0,928
TiO^2	0,17	0,17
H^2O	0,36	0,749
Cu	n. d.	0,02

Gellivare. — L'extraction à Gellivare s'est développée à partir de 1908 dans les concessions orientales de Hvitafors, de Dennewitz et de Sodra-Alliansen.

Les mines plus anciennes ont vu la proportion du minerai obtenu dans les travaux souterrains augmenter de

plus en plus ; en 1909, les quantités suivantes ont été obtenues par exploitation :

MINES	MÉTHODE d'exploitation	ROCHE OBTENUE EN TRAVAUX		MINERAI obtenu	PROPORTION du minerai
		à ciel ouvert	souterrains		
		tonnes	tonnes	tonnes	p. 100
Välkomman.....	Ciel ouvert	119.390	—	72.458	60,7
Baron..........	id.	106.241	—	60.110	56,5
Hermelin.......	Souterraine	—	44.011	16.161	36,7
Skåne..........	Ciel ouvert	101.515	—	17.063	16,8
Josefina........	id.	126.601	—	42.749	33,8
Uppland........	Souterraine	—	8.548	6.843	80,0
Sofia...........	Ciel ouvert	255.479	—	123.483	48,3
Kung Oscar	id.	267.910	—	135.594	50,6
Tingsvallskulle..	Souterraine	—	70.687	51.263	72,5
Dennewitz......	Ciel ouvert	50.291	—	22.580	44,8
Hvitafors.......	id.	72.250	—	57.851	80,0
Frederika	Souterraine	—	39.075	29.486	75,4
Kapten.........	id.	—	12.401	9.469	76,3
Selet...........	id.	—	25.907	18.324	70,7
Kungsgrufvan ..	id.	—	68.666	58.702	85,6

Au total, sur 722.136 tonnes en 1909, 190.248 ou 26,3 p. 100 venaient de travaux souterrains, le pourcentage du minerai sur la roche sortie (269.295 tonnes) étant dans cette même catégorie de travaux de 70,6 p. 100.

Dans le ciel ouvert avec 1.099.677 tonnes de roche, le pourcentage tombait à 46,5 p. 100.

L'ensemble, 1.368.972 tonnes de roche, 722.136 de minerai, faisait remonter le coefficient à 52,8.

En 1908, on avait eu, au total, 869.010 tonnes de minerai pour 1.586.005 tonnes abattues (dont 282.937 souterrainement), soit 54,79 p. 100.

Les catégories en lesquelles se répartit maintenant ce tonnage étaient les suivantes (1909) :

Catégories						
A	19.988 t. avec environ		69	Fe et Ph infér. .		à 0,035
C ou C_1..	92.648	—	67	»	» au plus	0.350
CD ou C_2.	221.786	—	65 à 66	»	» —	0,800
D	387.714	—	63	»	» plus de..	0,800

Les livraisons moyennes faites en 1908-1909 à la

maison Müller, de Rotterdam, donnaient les teneurs ci-dessous :

	A		C ou C_1	CD ou C_2		D	
	1908	1909	1909	1908	1909	1908	1909
Fe	69,22	68,56	66,21	65,04	64,22	64,21	63,725
Mn	0,14	0,14	0,12	0,57	0,127	0,13	0,13
SiO^2	1,725	1,69	2,757	4,21	4,049	2,15	2,14
Ph	0,02	0,02	0,255	0,498	0,62	0,98	0.86
S	0,025	0,02	0,03	0,007	0,04	0,03	0,029
CaO	0,225	0,3	1.48	2,1	2,35	3,6	3.6
MgO	0,36	0,48	1,068	1,02	1,01	1,0	0.9
Al^2O^3	0,44	0,44	1,675	1,365	1,36	0,8	0,8
TiO^2	traces	0,38	0,25	0,35	n. d.	0,46	0.46
H^2O	0,059	0,059	0,11	0,31	0,499	0,20	0,38

Les expéditions par mer de minerai de Gellivare ont, d'après les documents de la Société, donné dans les périodes 1904-1909 :

QUALITÉ	NOMBRE de chargements	TONNAGE	Fe	Ph
		tonnes	p. 100	p. 100
A	85	184.843	69,04	0,022
B	5	4.988	68,34	0,052
C_1	240	668.776	66,75	0,285
C_2	602	1.718.845	65,33	0,590
D	658	2.687.358	63,41	0,979
F	2	497	60,44	1,160

B et F ne constituent plus des catégories séparées aujourd'hui ; les proportions correspondantes des classes A, C_1, C_2, D sur le total de 5.265.307 tonnes du tableau précédent sont de 3,5 ; 12,7 ; 32,7 et 51,1 p. 100 ; celles de l'année 1909 résultant du tableau correspondant étaient de 2,8 ; 12,9 ; 30,7 et 53,6.

La mine de Koskullskulle (*fig.* 6) en les mêmes années 1909 et 1908 donnait toujours à ciel ouvert :

	1908	1909
Roche abattue.............	286.871 tonnes.	283.641 tonnes
Minerai....................	195.855 —	188.441 —
Proportion de minerai......	68,62 p. 100.	69,96 p. 100.



Fig. 6.—Perforation mécanique à Koskullskulie(*) (grandes perforatrices).

En 1910, la production s'accroissait très notablement et on extrayait dans le découvert, avec une proportion plus considérable de stérile :

Roche totale..................	416.636 tonnes
Minerai.......................	266.900 —
Proportion de minerai.......	64,06 p. 100

La catégorie A avec un maximum de 0,035 p. 100 Ph et en moyenne 0,02 Ph correspondait en 1909 et 1910

(*) D'après une photographie communiquée par M. Bresse, élève à l'École des Mines.

à 124.778 et 141.478 tonnes avec 67 à 68 p. 100 Fe; le complément, 73.663 et 125.492 tonnes, était du minerai C à 67 Fe et 0,1 Ph maximum.

Une analyse complète sur minerai A serait (laboratoire de l'usine Witkowitz).

Fe	67,35
Mn	0,15
Ph	0,026
S	0,05
Cu	0,009
SiO^2	3,19
Al^2O^3	1,39
CaO	0,81
MgO	1,21
As	néant
TiO^2	néant

Exploitation souterraine à Gellivare. — L'exploitation souterraine, qui s'impose de plus en plus à cause de l'importance relative des découverts que l'on serait amené à faire dans une exploitation à ciel ouvert, a été entamée depuis deux ans environ sur un certain nombre de lentilles de la traînée N.-E., tandis qu'auparavant elle se trouvait confinée dans le groupe du Sud, celui de Selet, de Kapten, de Frederika et d'Hertigen, le plus anciennement exploité de tout le gisement; la méthode du magasin semble celle qui sera le plus généralement appliquée et nous allons la décrire sommairement à Tingvallskulle, au niveau 160, où elle portera sur un champ assez considérable.

Une grande galerie (*fig.* 7) ayant pour section 6 mètres par $4^m,50$, avec trois voies de roulage, est d'abord poussée du jour en travers-bancs jusqu'au mur de la formation minéralisée ; elle se poursuivra ensuite parallèlement au mur et dans le stérile jusqu'à Sofia avec la même section ; à partir de Sofia, elle sera réduite à $4^m,50$ de largeur et $2^m,50$ de hauteur et à deux voies seulement de roulage

jusqu'à Josefina ; sur elle, pourront se brancher à droite et à gauche pour Tingvallskulle, à gauche pour les autres lentilles du groupe, des séries de magasins ; la longueur de la galerie du jour au mur est de 450 mètres ; dans sa partie en direction Est, elle sera de plus de 1.300 mètres, sur lesquels elle servira de voie de sortie aux produits de Sofia, Josefina, Vulkan, Lars, Uppland ; sa longueur totale sera alors de 1.700 mètres.

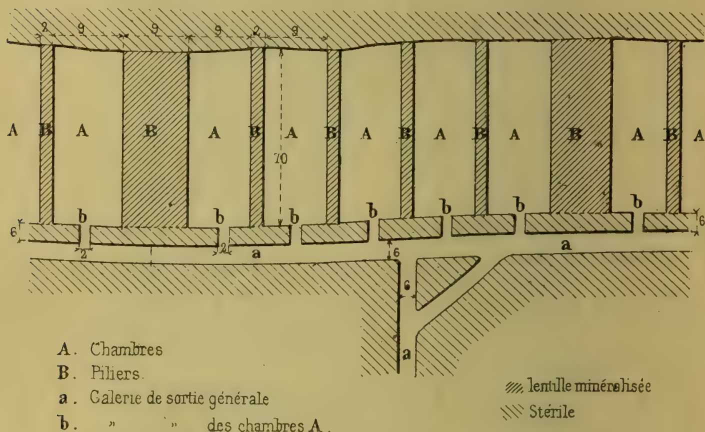


Fig. 7. — Schéma d'exploitation par magasin à Gellivare.

Partant de cette voie principale, se détachent des galeries secondaires, généralement perpendiculaires à elle, galeries qui vont traverser la formation minéralisée dans toute sa largeur du mur au toit. Sur ces secondaires, distantes de 11 mètres les unes des autres et à section de $2^m,50$ sur $2^m,50$ débouchent tous les 5 mètres des trappes alternativement situées sur l'une ou l'autre paroi.

Le travail d'abatage (*fig.* 8) consiste, une fois ces galeries faites, à ouvrir à 6 mètres au-dessus de leur sole et sur une largeur de 9 mètres, la longueur étant égale à la traversée du gîte, une excavation sur environ 2 mètres de

hauteur, dont on évacue les produits par des entonnoirs creusés dans la masse du minerai et fermés par les trappes précitées. Deux puits ménagés aux extrémités de cette excavation dans le gîte et communiquant avec la galerie secondaire permettent la circulation du personnel, assurent l'aérage et le passage des canalisations d'air comprimé nécessaire aux perforatrices.

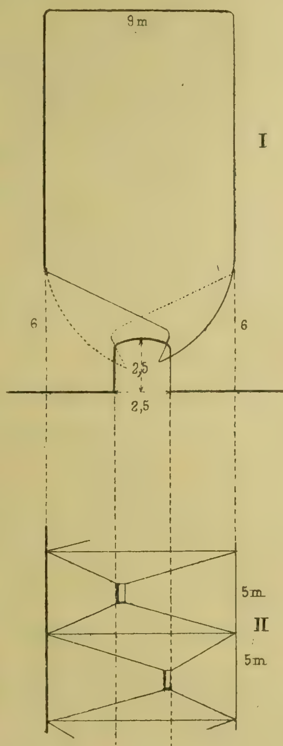


Fig. 8. — Type actuel de chambre à Gellivare.

Une fois ce travail de préparation achevé, les ouvriers travaillant dans l'excavation réalisée abattent le minerai sur leur tête en ne laissant évacuer par les trappes que les quantités nécessaires, pour que, se tenant sur le minerai abattu, ils aient toujours une hauteur libre d'environ 2 mètres qui leur permette de forer convenablement leurs trous de mine. Le travail se poursuit ainsi, en remontant au fur et à mesure le garnissage des deux puits extrêmes, en augmentant par suite constamment la quantité de minerai immobilisée sous les pieds des ouvriers au-dessus des trappes. Le vide fait dans le minerai et rempli par la plus grande partie de ce dernier abattu constitue une sorte de grand réservoir, de magasin de matière utile, d'où le nom de *méthode du magasin*, sous lequel ce procédé d'exploitation très employé en Suède est ordinairement désigné.

On n'arrête l'abatage que lorsqu'on n'a plus contre les éboulements de l'étage supérieur qu'un stot minime de protection de 2 à 3 mètres contre leur arrivée ; ce stot peut être très réduit dans certains cas, comme quand on débouche dans des travaux à ciel ouvert ; ainsi nous le verrons supprimé complètement dans certains quartiers à Grängesberg ; il peut être, au contraire, assez considérable dans les endroits où le minerai n'aurait que peu de résistance à l'écrasement.

Le travail fini, il ne reste plus qu'à vider le magasin par les trappes de base, en détruisant, au besoin, les accrochages qui pourraient se produire par des explosifs introduits par elles. Il se forme alors un grand vide qui se remplira ultérieurement par des éboulements des parties supérieures ou des parois du toit. On arrivera donc ainsi à extraire le minerai de grandes chambres de 9 mètres de largeur et à longueur variable avec la traversée de la formation minéralisée, mais ne dépassant pas ordinairement, dans les cas les plus favorables, 100 mètres ; au delà de cette longueur, on aurait à procéder un peu différemment. Ces chambres seront prises à partir de niveaux de roulage distants de 40 mètres, ce qui, avec les 6 mètres de galeries et couloirs à trappes de base et 3 mètres de stot au toit, leur donnerait une hauteur de 31 mètres.

En mettant les galeries de base à 11 mètres les unes des autres d'axe en axe, et en donnant aux chambres la largeur précédente, cela revient à constituer entre les chantiers voisins des piliers de séparation et de protection de 2 mètres ; la reprise de ces piliers constituerait un problème très difficile si l'on n'envisageait que, lors du vidage de ces chambres, ces piliers ne s'effondreraient et qu'une grande partie de leur minerai pourrait être ainsi récupérée. Quant aux stots inférieurs de $3^{m},50$ au-dessus des galeries de base, de 6 mètres entre elles, il pourra vraisemblablement en être repris une bonne partie en ra-

battant vers les galeries secondaires une fois les magasins vidés. Les stots supérieurs s'effondreront également comme les piliers de 2 mètres, ou leur chute sera facilitée par une dernière volée de coups de mine, lors de la fin du travail d'abatage.

Nous avons sommairement décrit cette méthode du magasin, dans le cas où la traversée du gîte perpendiculairement aux épontes n'est pas trop considérable et ne dépasse pas 100 mètres. Dans le cas où l'on aurait affaire à des parties de lentilles plus considérables, la méthode pourrait être un peu compliquée en ce sens que dans les secondaires beaucoup plus espacées alors, 80 à 100 mètres, déboucheraient tous les 11 mètres des tertiaires perpendiculaires, jouant le rôle des secondaires du cas précédent.

Il faut remarquer, du reste, que pour avoir des quartiers d'abatage indépendants, de façon à ce que des incidents dans l'un ne viennent pas compromettre l'exploitation des autres, on constitue, dans l'exploitation, des groupes de cinq magasins juxtaposés, groupes séparés les uns des autres par de plus grands piliers de protection de 9 mètres ; la reprise de ces derniers piliers se ferait alors par un procédé analogue à celui que nous décrirons pour Grängesberg.

Avant d'arriver à cette forme simple d'exploitation schématique, on avait tâtonné un peu quant aux dimensions à donner aux chambres et aux piliers, ainsi qu'à la disposition des trappes dans la galerie de base. Les croquis ci-contre (*fig.* 9) indiquent très succinctement les diverses phases que l'on a traversées : les I et III avaient contre eux les frais de boisage du dièdre central et des parements internes des galeries ; on pouvait, du reste, envisager que le dièdre central aurait été taillé dans du minerai laissé en place, sur lequel aurait glissé le minerai abattu. Le système II est celui que l'on a adopté en fin de compte

avec des galeries axiales et des largeurs plus grandes du magasin. Le système IV cherchait également à éviter des galeries de roulage toujours coûteuses et faisait déboucher deux magasins sur une même galerie.

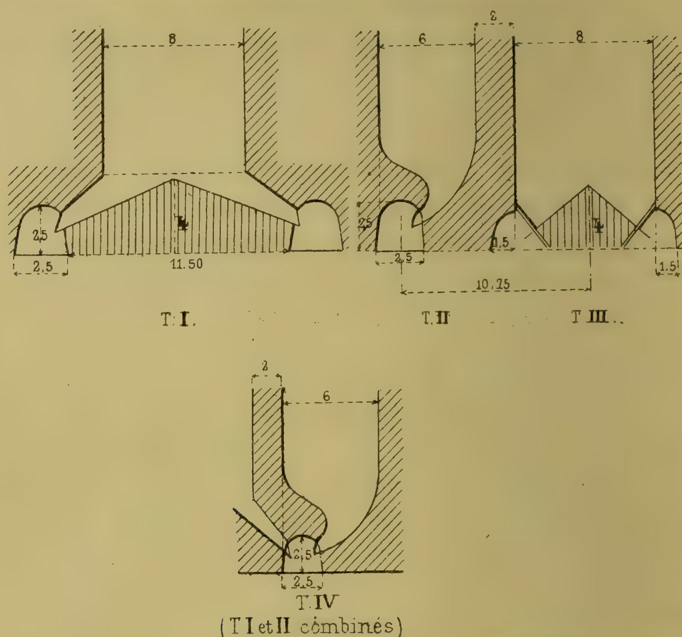


Fig. 9. — Types divers de magasins à Gellivare.

Le système I avait, du reste, un autre inconvénient que celui résultant du boisage : les piliers de séparation entre les chambres voisines, quand bien même les galeries auraient servi à deux magasins voisins, étaient en effet relativement considérables : pour des magasins de 8 mètres ils étaient de 6 mètres : on laissait ainsi en place 42,8 p. 100 du gîte ; il aurait fallu reprendre les piliers par une méthode à tranches horizontales comme plus haut indiqué.

En somme, le système adopté réduit au minimum les

piliers de séparation entre les magasins, tout en conservant une solidité suffisante en l'état du minerai; il diminue autant que possible le nombre des galeries de roulage tout en assurant le vidage pratique des magasins et surtout il évite presque complètement tout boisage, toujours un des écueils, par son prix élevé, d'une exploitation économique, comme l'a prouvé l'expérience de la méthode dans les districts du centre de la Suède.

On peut se rendre compte de ce que donnerait un magasin dans le cas très normal d'une longueur de 85 mètres; sa section horizontale serait alors de 765 mètres carés et son volume, pour une hauteur de 31 mètres, de 23.715 mètres cubes. Avec une densité de 4,8 pour le minerai et 75 p. 100 du volume total en minerai (le reste se rapportant aux intercalations et passages stériles), une telle chambre donnerait 85.500 tonnes de minerai, sans compter ce qui pourrait être repris des piliers et stots divers.

L'exploitation pourra se poursuivre à Tingvallskulle par cette méthode à trois niveaux inférieurs à celui de 160, soit ceux de 200, de 240 et de 280, si on maintient la distance de 40 mètres suivant la verticale; le dernier niveau correspondra à peu près au niveau d'arrivée du nouveau raccordement à faire à voie normale avec Koskullskulle; les galeries inférieures 240 et 280 pourront d'ailleurs permettre l'exploitation par galeries débouchant au jour, sans dépasser un roulage extrême de 3.500 mètres, de certains autres amas de l'Ouest, comme celui de Skåne, qui ne peuvent pratiquer, à cause du relief du sol, la sortie de leurs minerais par galerie que jusqu'au niveau 200, du côté de la gare de Malmberget.

Dans ce quartier Ouest on a du reste actuellement, pour son exploitation souterraine, envisagé deux grands tunnels, celui dit de Välkomman au niveau 150 et celui d'Hermelin au niveau inférieur 200. Ce dernier travail

comporte une galerie de 5m,50 de largeur pour 2m,50 de hauteur qui rejoindra, en travers-bancs de 430 mètres débouchant au niveau des voies actuelles du chemin de fer, la lentille d'Hermelin et qui détache deux secondaires, l'une dans le prolongement vers Skåne de la galerie initiale avec une longueur de 400 mètres et une sur gauche, vers Baron avec 520 mètres. Cette galerie de Baron pourra être ultérieurement prolongée jusqu'à Linné, Välkomman et Johan, la galerie Välkomman 150 assurant l'exploitation des niveaux supérieurs de ces mêmes lentilles.

L'exploitation souterraine des lentilles de Södra Alliansen, Dennewitz et Hvitafors est aussi envisagée par un tunnel arrivant aux quais de chargement de Koskullskulle.

Les tonnages élevés qui circuleront dans ces grandes galeries collectrices y rendraient absolument nécessaire la traction mécanique, quand bien même des questions économiques n'interviendraient pas. A Hermelin, Baron et Skåne, on a des locomotives électriques de 12 chevaux à trolley ; des locomotives électriques de force plus grande, 30 et 40 chevaux, servent également à Tingvallskulle au niveau 160; dans le même quartier, mais dans la galerie 120, qui fait communiquer par un tunnel de 250 mètres de longueur les travaux à ciel ouvert avec les plans inclinés de descente au niveau du chemin de fer de Tingvallskulle à Malmberget, on a des locomotives à benzine (employées également à Koskullskulle) de 16 et 12 chevaux, qui assurent le service dans de bonnes conditions. Mais la nécessité de conserver un bon aérage dans les galeries fera préférer le courant électrique pour les augmentations futures de la traction.

Dans tout ce qui précède, on voit que, pour les nouveaux travaux souterrains on a fait appel à des méthodes qui perdent des quantités assez notables de minerai qu'une exploitation par remblais aurait permis d'éviter; mais l'obtention de remblais par l'exploitation de carrières au jour, qui eût été nécessaire en dehors des stériles de triage, aurait été très onéreuse à cause de la dureté des roches de ce district; il en serait résulté un accroissement considérable des frais d'extraction, et, par suite, une situation moins favorable pour les ventes sur le marché mondial.

Exploitation à Kirunavara. — Le minerai est toujours abattu à Kirunavara à ciel ouvert, mais l'on a poussé très

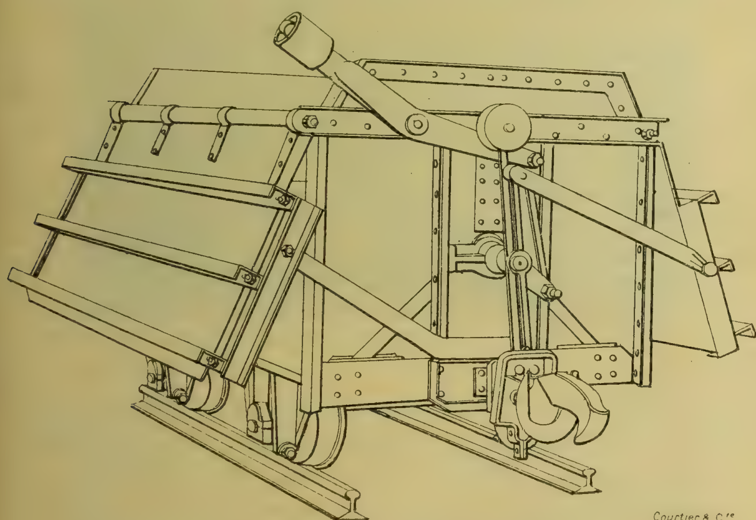


FIG. 10. — Wagonnet-dièdre du Professeur.

activement, en ces trois dernières années, le programme de la concentration des transports à des niveaux bien déterminés, de façon à réduire autant que possible les frais

d'exploitation. Le quartier du Sud, celui du Professeur, reste toujours indépendant à cause de son éloignement; les minerais en sont amenés par des wagons-dièdres (*fig.* 10), à déchargement automatique, de 5.000 kilogrammes de contenance pour un poids mort très élevé de 3.000 kilogrammes environ; ces wagons dièdres se chargent à de petites trémies collectrices de chantiers, et par une ligne qui sera mise à double voie et qui est d'ores et déjà à traction électrique à 500 volts continus,



FIG. 11. — Trémie pour minerais du Professeur.

sont conduits par des locomotives de 120 chevaux à une nouvelle installation de plan incliné avec trémie inférieure servant au chargement des grands wagons du chemin de fer. Le plan incliné descend à chaque manœuvre un convoi de cinq wagonnets, soit 25 tonnes utiles; la grande trémie de base (*fig.* 11) peut contenir 1.000 tonnes. Elle est à parois inclinées à 40° et déverse son contenu par une ouverture unique correspondant à la voie également unique du chemin de fer.

Les vieux plans inclinés des niveaux 100 (*) et 160 continuent à assurer le service des anciens quartiers et un nouveau travail considérable se poursuit au niveau 210 (celui de la gare de départ de la mine, un peu au-dessus du lac Luossajärvi), qui concentrera dans un avenir rapproché, par l'intermédiaire de puits intérieurs, l'évacuation rationnelle des minerais abattus.

De la gare de minerai de Kiruna part, dans ce but, une voie nouvelle qui traverse le lac Luossajärvi sur une digue, détache un embranchement qui va aux installations actuelles de chargement par trémies et se poursuit en tunnel sous la montagne. Ce tunnel (*fig.* 12), qui débute au mur du gisement, atteint, au bout de 765 mètres la formation minéralisée, dans laquelle il se poursuivra jusqu'au quartier du Directeur, soit à 1.500 mètres de son orifice au jour. Il sera à voie normale unique, mais formera, dans le minerai, une boucle en huit de façon à ce qu'on puisse y avoir deux trains en chargement en même temps. La traction y sera électrique, et les grands wagons de la ligne Kiruna-Narvik s'y chargeront à des puits collecteurs, dans lequels on aura déversé les minerais des chantiers d'abatage. Ce tunnel a une largeur de $4^{m},50$ pour une hauteur de $4^{m},50$, et le profil de voûte est en plein cintre ;

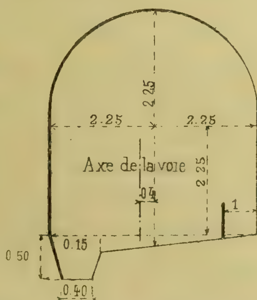


Fig. 12. — Profil du tunnel de Kirunavara.

sa section avant ballastage est de $19^{m^2},70$; il ne nécessitera pas de revêtement à cause de la dureté tant de la roche du mur que du minerai. Les rails seront du poids

(*) Les cotes de niveau sont exprimées en mètres au-dessous d'un point d'origine, point culminant de Statsradet (747 mètres au-dessus du niveau de la mer et non 937 comme l'avait porté par erreur notre article de 1908).

de 35 kilogrammes au mètre courant. Une galerie de circulation pour le personnel, séparée de la voie proprement dite par une barrière en bois, aura une largeur de 1 mètre ; une rigole latérale de 400 × 500 millimètres servira à l'écoulement des eaux.

Le creusement de ce tunnel a commencé en 1906 et a atteint successivement les longueurs de 205m,9, 381 mètres, 656m,8 et 836m,3, en fin des années 1906, 1907, 1908 et 1909. Les roches abattues au cours du travail ont servi à faire la digue sur le Luossajärvi, qui a été terminée en 1910, ainsi que les remblais entre l'origine de la digue du côté de la mine, et l'entrée du tunnel. L'avancement dans le souterrain se fait avec la perforation à l'air comprimé.

Il est aussi intéressant de signaler dans les travaux de la mine de Kiruna l'existence de puits mélangeurs, qui reçoivent des minerais de plusieurs quartiers, de façon à réaliser une constance plus grande en phosphore des produits sortants à leur orifice inférieur, ou qui permettent d'obtenir aussi, si nécessaire, des teneurs déterminées du minerai en cet élément.

La mine en service du tunnel et des puits-trémies qui alimenteront les wagons venant s'y charger coïncidera vraisemblablement avec une organisation nouvelle du travail d'abatage dans les chantiers correspondants : les gros blocs de minerai provenant du tirage des grands coups de mine seront chargés par des pelles à vapeur sur des wagonnets qui les conduiront à des concasseurs. Ces appareils débiteront en plus petits morceaux que l'on enverra ensuite dans les puits-trémies où ils ne risqueront pas de provoquer d'accrochages lors de la descente. Actuellement des pelles à vapeur servent seulement pour le chargement des stériles des découverts, stériles qui sont envoyés sans autre préparation aux dépôts de déblais.

Installations de production de force à Gellivare. — Les installations assez anciennes de la centrale de Malmberget et le développement considérable à prévoir de la perforation mécanique dans toutes les exploitations ont amené la Société de Kirunavara, dès qu'elle fut en possession des mines de Gellivare, et que les conditions de l'exploitation future ainsi que les difficultés pendantes avec l'Etat suédois furent résolues, à créer une puissante centrale nouvelle, pourvue de tous les perfectionnements modernes et qui distribuerait par transport de force le courant nécessaire aux différents services. Cette station fut construite à peu de distance de la gare de Gellivare, au Vasara Träsk, et les travaux entamés en 1908 ; la mise en marche fut faite en 1910.

Un magasin de houille prévu pour 2.000 tonnes, de façon à pouvoir emmagasiner les quantités nécessaires au service d'hiver, quand le port de Luleå est bloqué par les glaces, alimente par courroies des broyeurs où le combustible est pulvérisé, avant d'être envoyé, toujours mécaniquement, aux distributeurs de chaudières, type Velox, de la Jonköpings Mekaniska Verkstad ; ces dernières sont à grilles automatiques Babcock. Six sont seulement installées à l'heure actuelle, mais toute la station est prévue de façon à pouvoir être doublée, si nécessaire, et on a ainsi la place pour trois groupes de quatre chaudières chacun ; les chaudières ont 450 mètres de surface de chauffe et fournissent la vapeur à une pression maximum de 13 kilogrammes ; la surface utile de grille est de $8^{m2},3$ en deux grilles parallèles de $3^{m} \times 1^{m},40$; la quantité maximum d'eau évaporée est de 22 kilogrammes par mètre carré, mais en marche normale, on ne pousse qu'à 16.

Deux turbines de Laval de 1.500 chevaux effectifs tournant à 1.500 tours consomment la vapeur surchauffée sous $11^{kg},5$; elles sont accouplées directement à des gé-

nérateurs triphasés de l'Allmänna Svenska Elektriska Aktiebolaget de Västeras, d'une force de 1.450 chevaux, donnant du triphasé à 25 périodes et à 6.000-6.600 volts. Le courant est envoyé sous cette tension à la centrale ancienne de Malmberget, et il y est ramené par transformateurs aux tensions nécessaires en continu, ou employé directement pour actionner des compresseurs ; les stations secondaires de force installées ou prévues en divers points reçoivent ou recevront aussi du courant primaire à 6.000 volts de Vasara Träsk.

Le service de cette nouvelle centrale est assuré par trois postes de huit heures de travail, composés chacun d'un machiniste (payé au moins 175 couronnes, plus, comme tout le reste du personnel, le logement gratis), d'un chauffeur (130 couronnes), et d'un homme aux appareils de condensation (140 couronnes). Un poste supplémentaire unique, de huit heures également de travail, comporte un ouvrier pour les réparations et un autre pour l'alimentation en charbon des transporteurs aux broyeurs et le service du magasin à charbon. Un chef de station complète le personnel, le machiniste servant de contremaître pour chaque poste.

La consommation du courant en 1910 n'a pas dépassé une moyenne de 450 à 750 kilowatts par jour ; c'est donc dire que la station est loin de marcher à sa puissance maximum. Il est vrai que la centralisation de production de force n'est pas encore réalisée, puisqu'à Malmberget en particulier on a toujours des compresseurs à vapeur et qu'à Tingsvallskulle fonctionne une station secondaire à moteurs Diesel.

Cette station de Vasara Träsk, si moderne à tous points de vue, ne sera pourtant dans trois ou quatre ans qu'une station de secours quand le courant à 70.000 volts de Porjus commencera à être fourni par l'Etat aux sociétés minières. La place des turbines de doublement primitive-

ment prévues sera prise vraisemblablement par des transformateurs du courant arrivant en courant à 6.000 volts.

La station de Tingsvallskulle, que nous avons citée plus haut, est intéressante comme application de moteurs Diesel ; deux de ces moteurs à trois cylindres tournant à 180 tours, capables chacun de 240 chevaux et consommant du pétrole de Galicie, y sont installés. Ils sont montés sur un arbre commun avec deux dynamos à courant continu de 500 volts et actionnent par volant et courroie un compresseur de 200 chevaux environ. Les accouplements entre les moteurs et les récepteurs sont faits de telle façon qu'en période ordinaire de jour un seul moteur Diesel assure la fourniture de courant et d'air comprimé et que, pendant la nuit où il faut réaliser un éclairage nécessitant environ 300 chevaux dans le groupe de Tingvallskulle, les deux moteurs marchent en parallèle.

Pour terminer avec cette question de production d'énergie, disons qu'à Koskullskulle, la batterie de chaudières a été faite de façon à pouvoir consommer soit du combustible végétal qu'on peut exploiter en Laponie à toute époque de l'année, soit un mélange de houille et de tourbe ; cette dernière provient d'une tourbière à quelque $3^{km},5$ de distance, exploitée en été et dont les produits séchés sont amenés en hiver à la mine par des traîneaux ; la tourbe utilisée est de bonne qualité et une tonne de produit sec revenant à environ 7 couronnes au bâtiment des chaudières équivaudrait à 500 kilogrammes de houille ordinaire. La seule difficulté à en rendre l'emploi plus important réside dans celle de se procurer le personnel nécessaire à son exploitation.

Atelier de triage à Malmberget. — Le gisement de Gellivare donne des quantités assez considérables de varpmalm,

minerai pauvre ayant besoin d'une préparation avant emploi industriel. Une partie seulement en est envoyée (l'autre restant inutilisée aux mines) à des ateliers de séparation magnétique et de briquetage ultérieur du slig obtenu situés à Karlsvik, près de Luleå; les briquettes fabriquées sont, pour une faible partie, consommées dans d'autres usines; pour la plus grande part, elles passent dans deux hauts fourneaux au charbon de bois de grande capacité (production de fonte par vingt-quatre heures en 1909 : 36.440 kilogrammes par fourneau). Mais les tonnages de varpmalm ainsi expédiés restent toujours faibles; en 1908, en effet, l'usine précitée a consommé 61.880 tonnes, ayant conduit à 26.400 tonnes de slig et 26.300 tonnes de briquettes ; en 1909, à cause de la grève et de diverses autres circonstances, les consommations n'ont été que de 20.479 tonnes, d'où on a tiré 12.206 tonnes de slig, la production de briquettes n'ayant atteint que 9.496. Le minerai brut entrant tenait 48 de fer et 0,65 de phosphore ; la concentration portait ces chiffres à 71,5 et 0,007 ; on avait donc un produit très riche et, à la fois, très pur en phosphore, convenant particulièrement à l'obtention de fontes de haute qualité.

Le développement des travaux souterrains et l'application sur une vaste échelle de la méthode du magasin, ce qui ne permet pas de triage au chantier dans ce dernier cas, ou qui le rend toujours assez difficile dans le premier, devaient amener également, de leur côté, à prévoir de grands ateliers de triage au jour, de manière à obtenir des matériaux aussi riches que possible ; c'était, de plus, l'intérêt de la Société des mines qui, dans son contrat avec l'Etat, était limitée à certains chiffres de minerais marchands à extraire, le stérile et le varpmalm n'intervenant pas dans les comptes.

Ces différentes causes réunies firent que l'on se préoccupa d'étudier à fond le traitement du varpmalm et de la

roche extraite des travaux souterrains, roche dont la quantité allait devenir bientôt prépondérante et que l'on se décida en 1909 (n'envisageant encore que la question

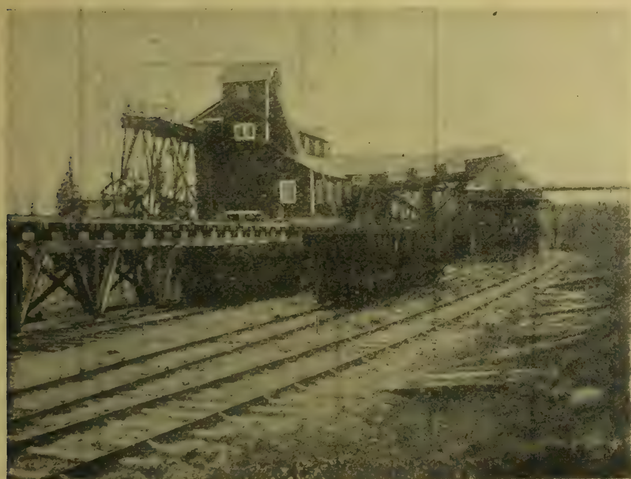
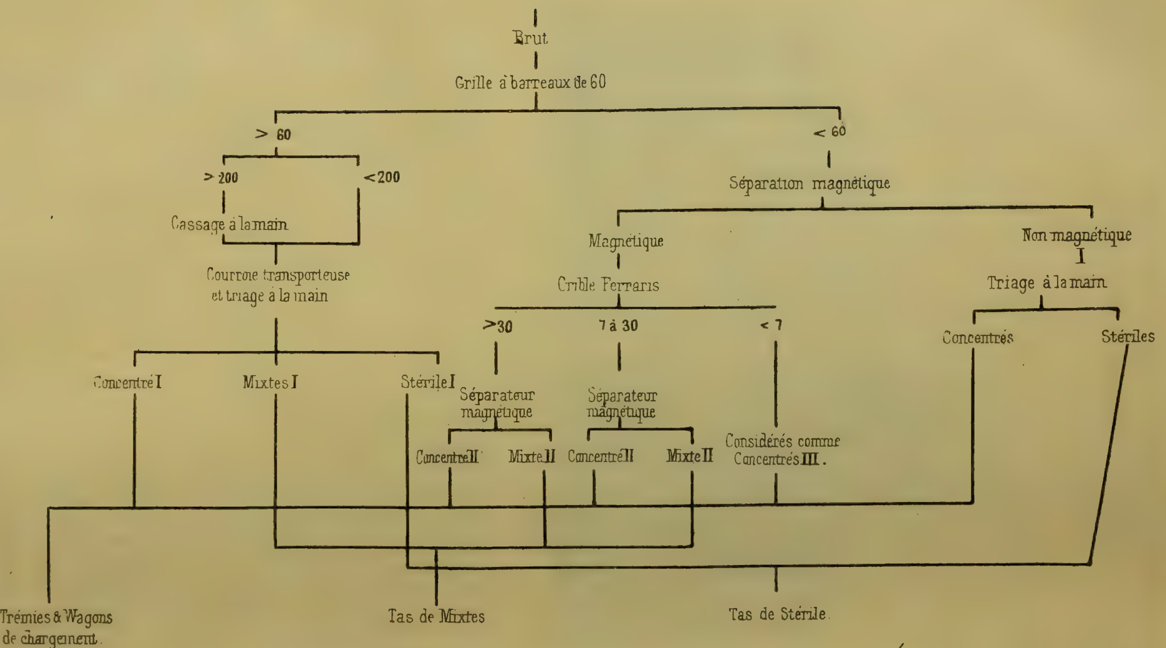


FIG. 13. — Atelier de triage à Malmberget.

de la roche) à créer un atelier pour les minerais de Hermelin (Hermelin, Skåne et Baron). Cet atelier (*fig.* 13) fut mis en marche tout au début de 1910; il peut passer de 200 à 300 tonnes de brut en huit heures de travail, en moyenne 250; il fonctionne suivant le schéma indiqué page suivante.

Les teneurs ci-dessous sont données comme moyenne de la marche de plusieurs jours :

Brut	52,1 Fe	0,632 Ph
Concentré I	65,0	0,958
Mixte I	27,5	0,196
Stérile I	9,6	0,094
Concentrés II	66,0	0,582
— III	67,2	0,694
Mixtes II	39,8	0,960
Stériles non magnétiques	8,5	0,434


Brut
Grille à barreaux de 60
> 60
< 60
> 200
< 200
Cassage à la main
Courroie transporteuse et triage à la main
Séparation magnétique
Magnétique
Non magnétique I
Crible Ferraris
Triage à la main
>30
7 à 30
< 7
Concentrés
Stériles
Concentré I
Mixtes I
Stérile I
Séparateur magnétique
Séparateur magnétique
Concentré II
Mixte II
Concentré II
Mixte II
Considérés comme Concentrés III.
Trémies & Wagons de chargement.
Tas de Mixtes
Tas de Stérile.

L'atelier donnerait, par rapport aux bruts, 20 p. 100 de mixtes et 15 p. 100 de stérile environ, ces chiffres ne se rapportant qu'à une très courte période qui ne permet pas de juger des rendements finaux.

Si les résultats donnés par ce premier essai sont satisfaisants, on créera un second atelier à Tingvallskulle, beaucoup plus important pour le service de Tingvallskulle, Josefina, Sofia, Vulkan, Lars et Kung Oscar, lentilles dont la sortie des produits sera centralisée dans de grandes galeries de roulage ; il comporterait quatre gros broyeurs, pouvant passer des morceaux ayant jusqu'à 800 millimètres de longueur et 400 de large ; deux de ces broyeurs amèneraient le minerai jusqu'à 250 millimètres maximum, les autres pousseraient le broyage à 100 pour la partie des produits à destination de l'Amérique. Le tonnage à passer serait de 900 tonnes par poste; l'atelier serait installé à un niveau inférieur, et raccordé à la ligne de Koskullskulle, de façon à recevoir par gravité tout ce qu'on pourra extraire au-dessus de galeries de roulage débouchant à flanc de coteau.

Le mixte résultant du traitement précédent pourrait être traité dans les usines de préparation magnétique de Karlsvik ; mais, comme les quantités annuellement obtenues seront certainement trop grandes pour que cette dernière usine même développée puisse les absorber, il y a lieu de penser que, ne pouvant les expédier sous leur forme brute, la Société minière sera amenée à traiter elle-même ces déchets pour slig riche et non phosphoreux ; la fourniture de courant électrique par la station de Porjus, qui commencera en 1914 et pour laquelle une redevance minima annuelle est garantie à l'Etat suédois propriétaire, incitera aussi de son côté la mine à tirer elle-même parti de tous ses rebuts actuels.

L'installation de hauts fourneaux électriques, ali-

mentés au charbon de bois, si facile à se procurer en Laponie, est aussi un problème qui a attiré l'attention des dirigeants des sociétés minières et les expériences faites en grand à Trollhättan, à la suite de celles de Domnarfvet, auxquelles avait contribué pécuniairement la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund, donneront, dans un avenir très rapproché, des indications complètes sur la réalisation économique, avec les diverses catégories de minerais suédois, de la production électrique de la fonte en grandes quantités. Le fourneau d'expériences de Trollhättan, qui n'est en somme que celui de Domnarfvet, si souvent décrit, mais avec des dimensions beaucoup plus considérables, est calculé pour donner 25 tonnes de fonte journalière, avec une consommation par tonne de seulement 150 kilogrammes de charbon de bois de réduction, et avec une consommation de courant telle qu'un cheval aux bornes du haut fourneau donnerait trois tonnes de fonte par an. La mise en marche a été effectuée en fin 1910, et cette installation d'études, faite aux frais et dirigée par les ingénieurs du Jernkontoret (Comité analogue au Comité des Forges de France, mais avec une compétence beaucoup plus étendue), a reçu le bienveillant appui du gouvernement suédois par la mise à disposition de courant de sa grande centrale de Trollhättan à des conditions de prix insignifiantes.

L'établissement d'une nouvelle industrie en Laponie dépendra de ces expériences et des conditions que fera aux consommateurs de force électrique l'Etat, possesseur de Porjus.

Il est, d'ailleurs, intéressant à signaler que l'usine de Domnarfvet, après avoir mis hors feu et démoli son fourneau d'essai, a décidé la construction d'un appareil plus considérable, traitant les mêmes minerais que le premier; ce nouvel engin sera de 4.000 chevaux, et donnerait 12.000 tonnes de fonte par an; neuf autres le sui-

vraient dans un avenir plus ou moins rapproché, permettant une production totale de 120.000 tonnes. La force nécessaire de 40.000 chevaux serait fournie par des usines hydro-électriques.

On a dans cet exemple une preuve de l'intérêt qui porte l'industrie suédoise, en présence du renchérissement du combustible charbon de bois, et de l'impossibilité de produire, avec ce dernier, sans amener une destruction rapide des forêts, des quantités très considérables de fonte, à trouver un procédé économique qui lui permette, avec les ressources nationales, d'accroître sa fabrication. On en a un second exemple dans les expériences faites à Höganäs, avec les houilles inférieures de Scanie, expériences qui auraient donné de bons résultats si on en croit le projet de construction d'un appareil de réduction des minerais qui serait capable de 10.000 tonnes d'éponge de fer par an, et qui serait aussi, comme à Domnarfvet, suivi de neuf autres, si les résultats en grand sont favorables.

Matériel de transport. — Les quantités assez notables de minerai de Kirunavara, transportées dans la direction de Luleå, ont causé dans la répartition des wagons d'assez grands changements ; tandis que les grands wagons de 35 tonnes servaient autrefois exclusivement aux transports des minerais de Kirunavara et de Tuolluvara, ils sont employés également aujourd'hui au transport des minerais de Gellivare, pour lesquels, d'ailleurs, on transforme actuellement les anciens wagons de 25 tonnes, type M_1 (par l'adjonction des tôles supérieures à la caisse trémie), en wagons de 30 tonnes. Le matériel total sur la ligne Luleå-Narvik, affecté au minerai, comprend les quantités suivantes :

Nombre d'unités	Types	Tare	Charge
20	M_0	17 t., 2 boggies,	45 t., affectés au service du port de Narvik exclusivement.
690	M_1	9,3 t., 3 essieux,	25 t., affectés à la ligne Gellivare-Lulea exclusivement.
	M_1 modifié	9,8 t., 3 essieux,	30 t., affectés à la ligne Gellivare-Lulea exclusivement.
1.358	M_2	10,9 t., 3 essieux,	35 t., affectés à la ligne Kiruna-Narvik principalement.

Deux cent soixante-cinq wagons, type M_2, étaient en commande en 1910, pour être livrés en 1910-1911, portant le nombre des wagons de ce type à 1.623 ; chaque wagon étant estimé sur la ligne Kiruna-Narvik nécessiter cinq jours pour un voyage aller et retour, ces 1.623 wagons seraient, au maximum, capables de 4.150.000 tonnes annuelles, si on n'avait à compter avec les réparations.

Au point de vue prix du matériel, les wagons sont revenus aux sommes suivantes par unité équipée pour freinage à air comprimé :

Type M_0 fournis en 1900	9.360 Kr,	soit	13.010 francs.
— M_1 — avant 1900	3.000	—	4.170	—
— M_2 — actuellement (1910)	4.540	—	6.310	—

La main-d'œuvre en Laponie. — Le recrutement du personnel nécessaire aux exploitations minières de la Laponie n'était pas sans présenter de grandes difficultés ; les mines étaient situées dans une région absolument neuve, où seuls les Lapons avaient coutume de séjourner, population chétive que l'on ne peut songer à employer aux travaux pénibles ; il fallait alors, de toute nécessité, faire appel à des ouvriers des usines et des scieries de la côte

de la Baltique ou d'autres régions minières suédoises ; ces derniers avaient pour eux l'avantage d'être déjà rompus au travail particulier du minerai, mais il fallait, pour les amener loin de leurs provinces habituelles, les attirer par des salaires élevés; pour les autres, on devait se résigner à en faire l'apprentissage dans de mauvaises conditions. Et pourtant, c'est à cette seconde source de recrutement que durent frapper les sociétés minières si l'on se rapporte aux chiffres publiés par ces dernières dans deux monographies intitulées *Gellivare Malmberg* et *Kiruna*, éditées à l'occasion d'une visite aux mines faite par les Chambres suédoises dans l'été 1910, et dont nous tirerons les renseignements suivants, plus développés pour la mine la plus récente, celle de Kirunavara.

Au 1er janvier 1910, la Société de Kirunavara occupait 1.385 personnes à Kiruna, dont 1.333 ouvriers ; de ces derniers, 1.292, soit 96,9 p. 100 étaient de nationalité suédoise ; 41 seulement étaient étrangers : 31 Finlandais et 10 Norvégiens. Sur les 1.292 Suédois, 993 (74,4 p. 100) étaient nés dans les trois provinces septentrionales de Norrbotten (651), de Västerbotten (235) et de Västernorrland (107). Une partie certainement notable de ceux nés dans le Norrbotten provenait de familles de mineurs établies à Gellivare depuis le début des travaux dans cette mine, travaux qui avaient pris une grande extension à partir de 1887 ; mais les provinces de Västerbotten et de Västernorrland étaient là pour montrer que nombre d'ouvriers d'autres industries, en particulier de celle du bois, avaient trouvé bon de changer de métier. Après ces trois districts, aucun ne correspondait à plus de 100 ouvriers : le Jämtland avec 43 unités (3,2 p. 100), province toujours agricole et d'industrie forestière, vient encore avant les anciens districts aux mines bien connues de Kopparberg (39 ouvriers et 2,90 p. 100), du Värmland (33 et 2,5 p. 100), du Vastmänland (31 et

2,3 p. 100) du Gefleborg (28 et 2,1 p. 100), et de l'Orebro (26 et 2 p. 100) ; 15 autres provinces se partageaient les 99 derniers ouvriers (7,5 p. 100).

Au point de vue du temps de présence, qui donne une idée de la stabilité du personnel, bien que la population ouvrière ait beaucoup augmenté en ces dernières années avec le développement des travaux d'abatage, le personnel se répartissait ainsi :

Au travail depuis 1899	6
— — 1900	46
— — 1901	62
— — 1902	69
— — 1903	108
— — 1904	84
— — 1905	144
— — 1906	169
— — 1907	183
— — 1908	134
— — 1909	328

La moyenne de présence au 1er janvier 1910 était de deux ans, huit mois et dix jours environ.

Pour ce qui se rapporte aux salaires, donnons quelques indications sur les gains nets réalisés par les ouvriers à Gellivare et à Kiruna. A Kiruna, les divers corps de métier ont eu, en 1909, des gains journaliers moyens variant de 4,34 couronnes (6 fr. 03) à 8,46 couronnes (11 fr. 76) par poste ; la durée du travail est de huit heures pour la majorité du personnel ; quelques groupes font huit heures en hiver et neuf en été ; les ouvriers des ateliers mécaniques ou électriques ont la semaine de 53 heures et les charpentiers et ouvriers en bois de 54. Le gain moyen de tout le personnel ouvrier est de 6,05 couronnes (8 fr. 41). Pour les ouvriers proprement dits, employés plus particulièrement dans la mine (967 en 1909), ce gain moyen est

de 6,28 couronnes (8 fr. 73), avec 8,46 couronnes (11 fr. 76) pour les ouvriers en galerie, 7,46 couronnes (10 fr. 37) pour les foreurs à la perforation mécanique, 6,32 couronnes (8 fr. 79) pour les chargeurs, etc. Dans l'année 1908, un ouvrier qui aurait travaillé 270 jours aurait touché entre 1.003 et 2.756 couronnes (1.394 et 3.831 francs); en 1909, à cause de la grève, le nombre de jours de travail étant moins grand, les salaires des ouvriers ayant travaillé normalement oscilleraient entre 756 et 2.242 couronnes (1.051 et 2.739 francs).

A Gellivare, si on considère l'année normale 1908 où 1.684 ouvriers furent occupés, dont 1.140 aux mines et le reste aux constructions ou autres travaux de surface, le gain moyen des divers corps de métier a varié de 4,59 couronnes (6 fr. 38) à 7,04 couronnes (9 fr. 78); pour les ouvriers ayant travaillé 270 jours dans l'année, les salaires moyens touchés par catégorie furent :

Foreurs............	1.867	couronnes ou	2.595	francs.
Chargeurs..........	1.532	—	2.129	—
Ouvriers en galerie.	2.086	—	2.900	—
Ouvriers d'atelier...	1.494	—	2.077	—

Il faut remarquer qu'en outre de ces salaires interviennent pour une part du personnel, qui sera progressivement de plus en plus grande, les avantages de loyers excessivement bas dans les maisons ouvrières construites par la Société, tant à Gellivare qu'à Kiruna.

Ces divers salaires, qui n'ont pourtant rien de comparable avec ceux pratiqués dans d'autres bassins comme celui de Lorraine, paraissent fort élevés en Suède où, dans les mines du Centre, les ouvriers sont beaucoup moins payés ; nous donnerons, comme exemple, les salaires moyens par jour de travail payés par la Compagnie de Norberg dans l'ensemble de ses exploitations :

	1907	1908	1909
Ouvriers à la perforation mécanique....	3kr,44	3kr,89	3kr,96
Ouvriers en travers-bancs, galeries ou creusement de puits..................	3 ,69	3 ,75	3 ,78
Foreurs à la main, chargeurs et autre personnel dans la mine................	3 ,03	3 ,13	3 ,41
Trieurs, receveurs et personnel du jour.	2 ,63	2 ,69	2 ,99

Ce tableau permet de se rendre compte qu'en Suède, comme ailleurs, la main-d'œuvre renchérit, bien qu'il faille se garder de considérer comme absolus les chiffres de 1909 qui ont été affectés par la grève de l'été, à laquelle a succédé, de la part du personnel, généralement payé à la tâche, un effort plus considérable. A Norberg, la durée du poste est de huit heures au fond ; au jour, elle est de dix heures pendant sept mois et demi, de neuf pendant deux mois et demi et de huit pendant les deux derniers.

De même qu'à Norberg, les ouvriers sont à Kirunavara et à Gellivare payés à la tâche, chaque fois que l'application de cette méthode est possible ; on ne donne de salaires fixes que dans les cas absolument nécessaires, où l'effort de l'ouvrier n'a aucun rapport avec sa capacité de production. Comme exemple de prix payés dans cette région, les suivants sont relatifs à la mine de Kirunavara et à celle de Tuolluvara, située à 3 kilomètres de la première, et reliée au chemin de fer par un transporteur aérien ; dans cette dernière mine, les ouvriers aux grandes perforatrices à air comprimé touchent pour l'équipe de deux hommes et par mètre foré 1,60 couronne, que l'on soit dans le minerai ou la roche, ce prix comportant tout le service, mise en place et démontage des appareils ; ceux aux petites perforatrices manœuvrées alors par un seul homme ont 0,40 ou 0,50 couronne par mètre, suivant que l'on est dans le minerai ou le rocher ; les chargeurs ont 23 öre par tonne de minerai chargée et roulée à un

maximum de 100 mètres, 26 pour la brèche minéralisée et 29 pour le stérile dans les mêmes conditions ; pour 200 mètres de transport, on arriverait respectivement à 25, 30 et 32. Les ouvriers aux trémies du transporteur aérien ont 4 öre par homme et par tonne chargée des trémies dans les chariots du transporteur et enclenchée sur ledit transporteur.

A Kiruna, le mètre foré avec les grandes perforatrices est payé 1,40 couronnes dans le minerai ; dans le rocher, les prix sont variables, mais en moyenne on a 2 couronnes : avec les petites perforatrices et les marteaux, on donne 40 öre par mètre dans le minerai et jusqu'à 70 dans le stérile. Les chargeurs à la main ont 25 öre par tonne de minerai avec maximum de 125 mètres de roulage ; ceux employés aux grandes trémies du chemin de fer touchent par homme 50 öre pour un train de neuf wagons de 35 tonnes utiles.

Les ports de Narvik et de Lulea. — Le port de Narvik, à part son installation de prise d'essais sur les minerais (voir *infra*), ne présente de particulier depuis 1908 que la mise en service de son nouveau procédé de dépôt au stock. La nécessité de stocks aux ports d'expédition qui permettent en temps normal de réaliser le chargement des navires dès leur arrivée à quai dans les meilleures conditions, a été encore mise en évidence par la grève des mineurs suédois de 1909, dont la durée fut telle qu'il ne fut pas possible d'assurer, avec les faibles quantités alors emmagasinées, des expéditions suivies pendant toute la période critique. Les stocks furent complètement vidés et le retard dans les expéditions qui résulta de leur épuisement n'avait pas encore permis, en août 1910, de reconstituer une réserve de quelque importance, chose à laquelle on remédiera dès que la situation redeviendra normale. Il faut, à ce propos, noter que de grands dépôts,

avec procédés pratiques pour la mise et la reprise du minerai, sont en projet et que la construction du nouveau pont de déchargement, qui permet à lui seul déjà d'emmagasiner environ 180.000 tonnes, sera vraisemblablement suivie, dans un avenir prochain, de celle d'un second basé sur le même principe, situé en avant du premier et de capacité encore plus considérable.



Fig. 14. — Pont de mise en stock à Narvik (au premier plan, l'atelier de prises d'essais).

Le pont actuel (*fig.* 14) se compose de trois travées métalliques de 37m,50 de longueur, supportant une voie normale, avec entre les rails, et à des distances égales, dix orifices par travée, orifices par lesquels les wagons arrivant de Kirunavara déverseront leur minerai. Les piles en maçonnerie sur lesquelles reposent les travées ont une hauteur de 20 mètres; elles s'appuient sur le rocher qui forme, d'un côté du pont, un escarpement qui limite la capacité d'emmagasinement, mais constitue un plan incliné sur lequel peut glisser le minerai qui sera repris par des

pelles à vapeur à la base du tas. Le pont métallique est relié par une arche en maçonnerie à une voie arrivant directement à flanc de coteau de la gare de Narvik, et la situation des travées est telle par rapport à l'escarpement rocheux que l'on pourra encore augmenter leur nombre de deux sans difficultés et réaliser ainsi une longueur de déchargement de plus de 180 mètres.

La Société de Kirunavara possède par ces moyens et par l'utilisation de ses quais perfectionnés de chargement sur navire, des installations très économiques pour ses stocks et ne nécessitant qu'un personnel très peu nombreux, ce qui sera pour elle une assurance de plus.

L'importance que la mine de Kiruna attache à faire de Narvik un port remarquablement outillé à tous les points de vue, tient à ce que c'est lui qui exporte la presque totalité de ses minerais. Des quantités assez notables pourtant prennent depuis deux ans la voie de Luleå, pour les produits à destination des ports de la Baltique (hauts fourneaux de la côte allemande, de Silésie et d'Autriche). Les expéditions de minerai de Kiruna par port ont été, du reste, les suivantes en tonnes depuis l'origine de la mise en valeur de la mine (l'ouverture de la ligne de Kiruna-Narvik datant de novembre 1902) :

	NARVIK	LULEÅ	TOTAL
1900	—	1.076,10	1.076,10
1901	—	414,10	414,10
1902	—	11.809,00	11.809,00
1903	791.607,30	15.765,80	807.373,10
1904	1.188.520,20	—	1.188.520,20
1905	1.452.778,00	—	1.452.778,00
1906	1.602.252,15	—	1.602.252,15
1907	1.332.509,00	—	1.332.509,00
1908	1.504.164,91	106.791,80	1.610.956,71
1909	1.508.424,69	83.756,20	1.592.180,89
TOTAL	9.380.256,25	219.613,00	9.599.869,25

Le port de Luleå, qui assure de son côté la totalité des

expéditions de Gellivare et Koskullskulle et une partie de celles de Kirunavara et Tuolluvara n'a reçu, au contraire, aucun perfectionnement notable depuis 1908.

Au total, les tonnages suivants de minerais lapons ont été chargés depuis 1904 dans les deux ports de Luleå et de Narvik (d'après les renseignements officiels des sociétés intéressées) :

PROVENANCE	GELLIVARE	KIRUNAVARA	KOSKULSKULLE	TUOLLUVARA	TOTAUX
1904......	932.403,5	1.188.520,2	148.021,7	11.013,3	2.279.958,7
1905......	905.331,5	1.452.778,0	165.662,9	60.316,8	2.584.029,2
1906......	1.015.128,6	1.602.252,1	199.308,0	70.298,5	2.887.017,2
1907......	891.858,1	1.332.509,0	207.086,9	81.959,1	2.513.413,1
1908......	838.893,3	1.610.956,7	199.576,8	75.459,6	2.724.886,4
1909......	750.224,8	1.592.180,9	205.977,2	70.513,0	2.618.895,9

Depuis 1892 jusque fin 1909, les embarquements se montent : en Gellivare à 13.482.687^t,4 ; en Koskullskulle (début en 1899) à 1.694.107^t,3 ; en Kirunavara (début en 1899) à 9.599.869^t,2 et en Tuolluvara (début en 1902) à 372.948^t,2, sur lequel total de 25.149.612^t,1 étaient à destination de :

l'Allemagne et l'Autriche par transit...	74 p. 100
l'Angleterre...........................	17 —
la Belgique et la France...............	7 —

15.460.271^t,4 avaient pris le trajet *via* Luleå, 9.689.441 celui *via* Narvik.

Quant aux destinations particulières aux ports, Luleå a exporté pour les trois dernières années 1908-1910, d'après les documents de l'agence consulaire de France à Luleå, qui ne comportent rien de Tuolluvara dont les minerais expédiés par ce port sont uniquement à destination d'usines suédoises :

		1908	1909	1910
En Allemagne	directement..	584.650	528.650	634.750
	via Hollande.	396.300	223.500	285.000
En Angleterre...............		164.350	152.900	218.250
En Amérique...............		—	100.900	42.600
En Belgique...............		—	29.100	39.400
Total.............		1.145.300	1.035.050	1.220.000

Les expéditions de 1910 marquent le record pour le port de Luleå : il faudrait du reste, pour être exact, y ajouter 16.000 tonnes de Tuolluvara expédiées en Suède, ce qui porte le tonnage à 1.236.000 tonnes ; sur ce tonnage, 889.000 venaient de Gellivare, 224.250 de Koskullskulle, 107.900 de Kiruna et 16.000 de Tuolluvara.

Les deux totaux précédents 1908 et 1909 diffèrent un peu des nombres qui résulteraient de l'addition des tonnages de Gellivare et Koskullskulle, ainsi que de celui de Kirunavara chargés à Luleå et indiqués dans les tableaux déjà établis, mais seulement de faibles quantités (ces nombres étant 1.145.262 et 1.039.258,2); la différence de 4.900 tonnes de 1909 paraît se rapporter à des expéditions en Finlande.

Pour Narvik (Kirunavara et Tuolluvara), les chiffres de l'agence consulaire de France, et ceux de la maison Müller de Rotterdam (ceux de cette dernière ne parlent que d'exportation et ne comprennent pas les quantités de minerai de Tuolluvara expédiées en Suède), présentent quelques différences qu'explicite le tableau ci-dessous, tandis qu'à Luleå ces deux sources donnaient les mêmes tonnages.

	1908		1909		1910	
	SERVICE consulaire	MÜLLER	SERVICE consulaire	MÜLLER	SERVICE consulaire	MÜLLER
Allemagne { directement..	389.137	1.179.568	1.150.000	1.133.661	1.344.978	1.365.753
Allemagne { *via* Pays-Bas.	759.449					
Angleterre..............	243.021	241.211	283.000	289.143	314.848	289.142
Belgique	87.148	79.703	84.000	86.662	100.670	100.358
France..................	39.191	39.121	27.400	27.868	10.123	—
Canada	11.139	11.140			5.370	—
Etats-Unis..............			26.600	26.228	216.834	227.965
Suède...................	18.540	n. d.	8.000	n. d.	17.682	—
Divers	—	—	—	—	—	42.251
TOTAUX.........	1.547.625	1.550.743	1.579.000	1.563.562	2.010.505	2.025.469

Un fait à signaler de suite, c'est l'importance des nouvelles exportations de Luleå et Narvik vers les Etats-Unis (127.500 tonnes en 1909, 259.434 en 1910 d'après les documents consulaires français), exportations sur lesquelles nous aurons l'occasion de revenir.

Les minerais étant ordinairement vendus à la teneur, la Société de Kirunavara a installé dans ses ports de Narvik et de Luleå des dispositifs pour des prises d'essais aussi strictes que possible; nous décrirons l'installation de Narvik, qui fonctionne depuis 1908, et qui donne toute satisfaction.

Tous les minerais expédiés sont analysés par navire d'expédition; pour cela, chacun des wagons destinés à un même bateau, soit qu'ils arrivent directement de la mine, soit qu'ils soient allés se charger aux stocks du port, passent, avant de se vider dans les couloirs ou dans les trémies accumulatrices du quai, devant une estacade où deux hommes prennent sur eux environ 5 p. 1000 de leur contenu, soit 175 kilogrammes; cette prise se fait à la surface du wagon; les 175 kilogrammes unitaires sont versés dans de grands wagons collecteurs du type ordinaire de 35 tonnes pour le transport des minerais;

un tel de ces wagons rempli correspondrait au passage de 7.000 tonnes devant l'estacade. Par l'intermédiaire de deux poches sur l'ancienne jetée de chargement des navires en bout, la prise totale est amenée par de petits wagonnets à l'atelier de broyage et de division automatiques.

L'atelier de broyage comprendra plus tard deux installations analogues à celle qui existe à l'heure actuelle et qui suffit jusqu'à présent. Le minerai passe dans deux broyeurs successifs et superposés, dont le dernier ne se laisse traverser que par les morceaux à dimension inférieure à 1 centimètre ; un diviseur mécanique envoie ensuite pendant 14/15 de temps le minerai broyé dans un couloir qui l'évacue au dehors et, pendant l'autre quinzième, une part correspondant à environ 0,3 p. 1000 du chargement du navire sous un broyeur à meules qui la pulvérise en poudre très fine. De petites caisses remontent alors ce produit final au niveau supérieur d'entrée de deux diviseurs en série au dixième, qui réduisent alors à 0,003 p. 1000 la poudre recueillie pour l'analyse. Toutes les autres parties de la prise initiale retombent dans un wagon récepteur général, qui est ramené ensuite au navire ou au stock.

Un cargo, comme le *Vollrath-Tham*, de 8.200 tonnes utiles, donnerait à l'estacade 41 tonnes, qui, après le broyeur à mâchoires, seraient réduites à 2.735 kilogrammes, puis à 273^{kg},33 et finalement à 27,33 ; c'est sur ces derniers 27^{kg},33 que par la méthode en croix on prépare les prises définitives qui seront envoyées au laboratoire.

La flotte de la « Rederiaktiebolaget Luleå-Ofoten ». — La *Rederiaktiebolaget Luleå-Ofoten*, filiale de la *Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund*, dont la flotte se composait déjà en 1908 de six navires capables de

23.600 tonnes de minerai, a continué à augmenter ses moyens d'action, et par la mise successive en service en 1909 et 1910 de deux grands vapeurs, le *Vollrath-Tham* et le *Sir Ernest-Cassel*, les a à peu près doublés ; elle avait commencé en 1905 avec le *Kiruna* (2.033 tonnes) et le *Max*, que suivirent des navires de plus ou moins grande capacité : *Gellivare* (2.032 tonnes), *Skandia* (4.318), *Lappland* (2.035), *Polcirkeln* (2.033) (les tonnages ainsi indiqués étant des tonnages bruts). Le nouveau navire *Vollrath-Tham* jauge 5.821t,02 brutes et sa capacité de transport est de 8.200 tonnes. Le *Sir Ernest-Cassel* est encore plus considérable, comme le montrent les chiffres correspondants en pieds anglais et tonnes métriques.

	VOLLRATH THAM	SIR ERNEST CASSEL
Longueur entre perpendiculaires	376′ 0″	442′ 0″
Largeur au centre	56′ 6″	60′ 0″
Profondeur sous pont inférieur	33′ 6″	34′ 0″
Capacité de transport	8.200 tonnes	10.800 tonnes

Donnons quelques indications plus complètes sur le premier de ces deux navires, construits tous deux en Angleterre, dans les chantiers de R. et W. Hawthorn, Leslie and C° Ld. à Newcastle-on-Tyne, sur les plans de M. Johnson, de Göteborg, et Welin, de Stockholm (Pl. I).

La coque extérieure est établie en acier de première classe et dimensions de la British Corporation ; un double fond cellulaire règne sur toute la longueur avec des waterballast d'avant et d'arrière. On peut emmagasiner dans ce double fond 2.931 tonnes d'eau. La provision de charbon peut atteindre 636 tonnes et, en pleine charge, le tirant d'eau est de 24′ 2,5″ ; la machine est une machine à triple expansion de 1.900 chevaux indiqués donnant 11 nœuds sur lest et 10 sous charge, provenant de la North Eastern Marine Engineering C° Ld., de Newcastle ;

la course des pistons est de 45 pouces et les diamètres des cylindres à haute, moyenne et basse pression sont respectivement de 24,5, 40 et 66 pouces, donnant la chute des pressions suivantes : 1, 0,375 et 0,137 ; la machine tourne à 64 tours par minute ; elle est alimentée de vapeur par un groupe de trois chaudières ordinaires marines cylindriques sous la pression maximum de 13,6 kilogrammes. Le navire, commandé le 30 août 1908, fut lancé le 8 mai 1909, et livré le 1er juillet de la même année.

Ce qui rend surtout le *Vollrath-Tham* (Pl. I) et, de même, le *Sir Ernest-Cassel* intéressants, et ce pourquoi nous avons tenu à les signaler ici, ce sont les moyens tout à fait perfectionnés et modernes mis en œuvre pour rendre leur déchargement aussi rapide que possible. Le minerai est pour cela réparti en un certain nombre de trémies occupant toute la largeur du navire et séparées de deux en deux par des couloirs transversaux, trémies munies à la base de trappes ; ces trappes se font face par deux trémies dans un couloir ou puits transversal au navire, couloir dans lequel circulent des bennes capables de 2 tonnes, montées et descendues par des grues électriques. Deux grues sont affectées à chaque couloir, une sur chaque bord de navire ; une seule marche par puits suivant que le navire aborde le quai à bâbord ou à tribord. Dans certains ports comme Rotterdam, où le transbordement du minerai sur les péniches qui remonteront en Westphalie se fait au milieu des bassins ou des bras du Rhin, les dix grues pourraient fonctionner à la fois et rendre d'autant plus rapide le déchargement. L'électricité nécessaire à ce service est obtenue dans deux machines de 75 kwt, sous 220 volts continus.

Chaque grue, qui remonte en moyenne 2 tonnes à la fois, peut faire vingt manœuvres couramment par heure (chargement à la trémie, remontée, déchargement et redescente), soit donc 40 tonnes ; les dix grues arriveront

alors à 400 tonnes heure, et le navire de 8.200 tonnes serait donc déchargé en 20h 30m. On est encore loin, sans doute, des vitesses réalisées sur les grands cargos des grands lacs américains, mais il faut remarquer ici que les navires ne sont pas affectés au service de ports munis de moyens perfectionnés comme ceux d'Amérique, qu'ils se rendent dans des endroits très différents et que ce qu'on a eu en vue, c'était l'indépendance du navire, qui assurerait lui-même avec son personnel toutes les opérations de déchargement. Au premier voyage du *Vollrath-Tham* fait de Narvik à Emden avec 8.100 tonnes de chargement, les 15 hommes du navire effectuèrent le déchargement en 45 heures de travail ; de ces 15 hommes, 10 étaient dans les couloirs à raison de 2 par puits, 5 hommes manœuvraient chacun une des cinq grues, le navire ne pouvant se servir que de ce nombre ; avec dix grues en marche, il faudrait seulement cinq hommes de plus aux cinq dernières. Un navire de même capacité, mais sans les moyens du *Vollrath-Tham*, aurait nécessité, dans les mêmes conditions à Emden pour remplir les bennes et faire les manœuvres diverses, 120 hommes travaillant 40 heures ; donc, dans le premier cas 675 heures, dans l'autre 4.800 de travail.

De tels navires représentent naturellement de très grosses immobilisations (1.500.000 francs pour le *Vollrath-Tham*), et, pour qu'ils soient pratiques, il leur faut faire faire de nombreux voyages annuels ; aussi ces navires ne paraissent-ils pas devoir être affectés à d'autres services que ceux des ports européens de la mer du Nord ou de la Baltique ; les temps morts de traversée aller et retour pour l'Amérique seraient trop considérables (19 jours à l'aller, 17 au retour pour le *Sir Ernest Cassel* à son premier voyage de Narvik à Philadelphie).

Les tonnages de minerai transporté par la flotte de la *Rederiaktiebolaget Luleå-Ofoten*, en ces trois der-

nières années se sont montés par port et en tonnes à :

	1907	1908	1909
Narvik	122.873	188.315	191.395
Luléâ	55.266	22.348	42.462
Oxelösund (minerai de Grängesberg)	208.660	193.013	167.351
Total	386.799	403.676	401.208

Comme fret de retour, on avait eu respectivement, en 1908 et 1909, 30.877 et 51.272 tonnes de charbon d'Angleterre ou d'Amérique.

La situation des mines en Laponie depuis les Conventions avec l'Etat suédois de 1907-1908. — Il est intéressant de se rendre compte de l'influence qu'ont pu avoir sur les résultats industriels et financiers les conventions passées entre l'Etat suédois et les Sociétés minières laponnes, conventions qui ont commencé à fonctionner au 1er janvier 1908. D'abord, au point de vue des quantités extraites, rappelons que les tonnages pouvaient être, au maximum, les suivants :

	1908	1909
Kirunavara	1.500.000 t.	1.900.000 t.
Gellivare	1.000.000	1.000.000
Total	2.500.000 t.	2.900.000 t.

Ils ont été, en réalité, de

	1908	1909
Kirunavara	1.649.851 t.	1.383.687 t.
Gellivare	869.010	722.136
Total	2.518.861 t.	2.105.823 t.

soit donc, surtout à cause de la grève de 1909, un manque de 366.462 tonnes pour Kirunavara et de 408.854 pour Gellivare. Comme, par contre, on avait expédié en

1907 au delà des quantités fixées par l'Etat suédois pour être transportées en cette année sur la ligne Kiruna-Narvik 64.788 tonnes, le manque réel qui pourra être reporté sur les années suivantes est ramené à 301.674 pour Kiruna et, au total, à 710.528 tonnes (Voir *A. M.*, 1908, 10ᵉ livraison).

Les redevances payées à l'Etat sur les tonnages transportés dans l'année par les chemins de fer, quantités comptées aux gares de départ, ont été les suivantes :

1907................	32.393,90	couronnes.
1908................	1.038.027,15	—
1909................	869.250,70	—

L'application des redevances de Kirunavara ou de Gellivare aux tonnages extraits dans les années 1908-1909 donnerait 1.042.178 et 872.377,50, nombres peu différents des précédents, et montre que les mines évacuent de suite aux ports leurs minerais, ne constituant donc pas de stock notable sur leur carreau.

Au point de vue des résultats financiers, on avait eu pour l'ensemble de Gellivare et de Kirunavara, en déduisant toutes les dépenses accessoires (frais d'administration, impôts d'Etat ou communaux, redevance aux héritiers Broms, comptes de banques, dettes obligataires, etc.) :

	Tonnage entrant en jeu	Bénéfice net	Bénéfice par tonne	
	Tonnes	Kr.	Kr.	Fr.
1904........	2.137.586	2.580.023	1,20	1,67
1905........	2.342.886	3.483.078	1,48	2,06
1906........	2.619.395	8.102.068	3,09	4,30
1907........	2.270.920	7.439.157	3,27	4,54

En 1908 et 1909, on a eu pour chiffres analogues :

1908........	2.487.100	7.599.662	3,06	4,25
1909........	2.324.406	7.159.941	3,08	4,28

Nous ferons d'ailleurs remarquer que, tandis que les tonnages des quantités entrant en jeu de 1904 à 1908 inclus résultent des chiffres publiés par les sociétés elles-mêmes, celui de 1909 (non donné par ces sociétés dans leurs rapports) résulte de l'addition des quantités expédiées en cette année par les ports de Luleå et de Narvik; une petite erreur pourrait donc résulter dans le calcul des bénéfices nets par tonne de 1909, mais elle ne serait pas supérieure à 1,5 p. 100 dans un sens ou l'autre, si on compare ce qu'auraient donné les tonnages calculés de cette façon avec les chiffres de la première colonne 1904-1908 du tableau. Il résulte alors des chiffres précédents que les effets de la crise métallurgique et des baisses de prix de réalisation dans les marchés si importants à échelle, passés avec les grandes usines westphaliennes, ont été compensés dans une très large mesure par des économies et des améliorations dans les conditions de l'exploitation.

Les tableaux suivants, donnant des bénéfices bruts, permettront un peu mieux de se rendre compte de ce qui se passe pour chaque mine en particulier de 1904 à 1908 inclus, années pour lesquelles les bénéfices par mine sont séparés; les bénéfices bruts ne comportent pas de déduction des frais accessoires :

	QUANTITÉS EN JEU	BÉNÉFICE BRUT	BÉNÉFICE PAR TONNE	
		I. — *Gellivare.*		
	tonnes	Kr.	Kr.	Fr.
1904	949.066	1.894.283	1,99	2,76
1905	880.590	1.538.519	1,75	2,51
1906	1.013.939	2.727.821	2,69	3,64
1907	938.507	2.908.062	3,10	4,31
1908	876.143	2.656.783	3,03	4,21
		II. — *Kirunavara.*		
1904	1.188.520	3.103.722	2,61	3,63
1905	1.462.297	4.349.005	2,97	4,13
1905	1.605.456	6.550.315	4,08	5,67
1907	1.332.412	5.750.528	4,32	6,00
1908	1.610.958	6.723.003	4,17	5,80

Quant aux dividendes des sociétés laponnes, ils ont été les suivants :

ANNÉE SOCIALE	SOCIÉTÉ DE GELLIVARE		SOCIÉTÉ DE KIRUNAVARA	
	Capital	Dividende	Capital ordinaire	Dividende
	Kr.	p. 100	Kr.	p. 100
1904	6.000.000	12,5	6.000.000	21,0
1905	6.000.000	16,0	24.000.000	8,0
1906	6.000.000	10,0	24.000.000	18,0
1907	6.000.000	65,0	24.000.000	29,0
1908	6.000.000	48,0	40.000.000	18,0
1909	6.000.000	41,4	40.000.000	15,5

Quelques observations sur ce tableau : les dividendes élevés de 1907 correspondent à une année de liquidation avant l'entrée en jeu du contrat avec l'Etat suédois ; pour 1908 et 1909, le dividende de Gellivare est celui produit par les 16.016 actions de la Société de Kirunavara, à elle remises en représentation de l'apport de tout son actif et supposé réparti entre ses 6.000 actions de 1.000 couronnes ; la diminution du dividende de 1909 tient aux moindres ventes, par suite de la grève de l'été qui a surtout affecté, du reste, Gellivare, à cause de la situation particulière de son port, bloqué en hiver par les glaces.

Les actions privilégiées de Kirunavara, attribuées en 1908 à l'Etat suédois pour une valeur nominale de 40 millions de couronnes, égale à celle du capital ordinaire, sont rémunérées actuellement par des versements de 1 couronne et 0,50 couronne sur la moitié des tonnages expédiés de Kirunavara et Gellivare. Ramenés en p. 100, ceci correspond, pour les deux années complètes 1908 et 1909, à des revenus de 2,595 et 2,173 p. 100.

Remarquons encore que depuis la mise à exécution des contrats avec l'Etat, la *Trafikaktiebolaget Grängesberg-*

Oxelösund (T. G. O.), doit fournir à la Société de Kirunavara et, par suite, aux mines de Kirunavara et de Gellivare, les sommes nécessaires à leurs travaux neufs ou de premier établissement, à leur service de trésorerie, etc.; les dettes des sociétés minières envers la T. G. O. s'élèvent de ce fait, à :

En fin 1908	2.305.421 couronnes.
— 1909	6.081.076 —

sommes dont les travaux et constructions aux mines avaient pris :

	Gellivare Kr.	Kirunavara Kr.
1908	1.377.036	530.692
1909	1.351.618	645.527
TOTAL	2.728.654	1.176.218

838.272 couronnes avaient été immobilisées à Narvik (le compte Narvik comportant, au 1er janvier 1910, 7.590.262 couronnes pour les installations proprement dites et 1.271.000 pour le compte locomotives et wagons) et 176.045 à Luleå.

Les revenus des actions des sociétés minières avaient donné en ces mêmes années à la T. G. O. respectivement 7.199.280 et 6.199.380 couronnes pour 39.996 actions de Kirunavara (les quatre dernières qui complètent les 40.000 actions ordinaires sont en d'autres mains pour réaliser le nombre minimum des participants à une société suédoise, mais appartiennent en fait à la Trafikaktiebolaget).

Cette dernière société, dont le capital était de 42 millions de couronnes en fin 1907, en actions de 1.000 courondes, le porta à 63 millions pour remplir les conditions des contrats de 1907 et 1908 et, en fin 1909, réalisa une nouvelle augmentation de 12.600.000 couronnes (émises

à 110 p. 100) (toujours pour le développement des mines de Laponie principalement). En même temps, pour rendre ses titres plus commodément négociables, elle les amena à la forme de coupures de 100 couronnes de valeur nominales. Les dividendes distribués (par suite tant des bénéfices obtenus à Kirunavara et Gellivare, que de ceux de ses participations aux mines de Grängesberg, dans les voies ferrées de Grängesberg à Oxelösund et annexes, dans la Société de navigation Luleå-Ofoten, dans la Société de dynamite de Grängesberg, etc.) furent :

	CAPITAL	BÉNÉFICE NET accusé	REPORT de l'année précédente	REPORT en fin d'exercice	SOMMES distribuées aux actionnaires	DIVIDENDE en p. 100
	Kr.	Kr.	Kr.	Kr.	Kr.	
1907.	42.000.000	11.092.413,65	177.282,96	4.869.696,61	6.300.000	15
1908.	63.000.000	8.988.896,58	4.869.696,61	4.308.593,19	9.450.000	15
1909.	63.000.000	7.259.856,96	4.308.593,19	2.018.450,15	9.450.000	15

La plus grande partie du bénéfice exceptionnel de 1907 (liquidation des anciennes sociétés laponnes) avait servi à passer les crises industrielles ou sociales de 1908 et 1909.

La Trafikaktiebolaget possédait en fin 1907 et fin 1909 les quantités suivantes de titres-actions de ses sociétés contrôlées ou filiales :

	TITRES ÉMIS	POSSÉDÉS fin 1907	POSSÉDÉS fin 1909
Oxelösund-Flen-Vestmanland..........	60.000	59.722	59.741
Orebrö-Koping.........................	6.000	5.993	5.996
Frövi-Ludvika ordinaires..............	16.500	16.493	16.493
— privilégiées	21.610	3.477	3.477
Grängesberg..........................	560	556	556
Kirunavara ordinaires avant 1908......	24.000	23.984	»
— — à partir de 1908..	40.000	»	39.996
Gellivare............................	6.000	5.992	5.996
Rederiaktiebolaget-Luléå-Ofoten	1.000	996	996

ÉLECTRIFICATION DU CHEMIN DE FER DE LAPONIE DE KIRUNA A RIKSGRAENSEN.

La Suède ne produit que des quantités insignifiantes d'une houille d'une qualité inférieure, houille située dans l'étage rhétien des deux districts méridionaux de Kristianstad et de Malmö ; les neuf dernières années 1901-1909 ne correspondent respectivement qu'à des extractions de 271.509, 304.733, 320.390, 320.984, 322.384, 296.980, 305.338, 305.206 et 246.808 tonnes, les résultats de 1909 étant d'ailleurs faussés par la grande grève qui arrêta complètement les travaux du 4 août au 31 octobre. Les indications précédentes montrent qu'il n'y a pas de tendance à une augmentation, et que la production moyenne dépasse peu 300.000 tonnes (les années 1901-1908 donnent en effet 305.940 tonnes).

Aussi la Suède importe-t-elle chaque année, d'Angleterre pour la presque totalité, d'Allemagne pour le reste, des tonnages considérables de combustibles minéraux, 40 à 50 millions d'hectolitres de houille, 2.500.000 à 3.500.000 de coke. De même comprend-on que depuis longtemps les ingénieurs suédois se soient préoccupés de cette infériorité de leur pays et qu'ils aient cherché à remplacer les charbons importés à grands frais, soit par la houille blanche, soit par la tourbe dont la nature, au contraire, a si libéralement doté leur patrie ; le combustible végétal proprement dit, bois ou charbon de bois, malgré l'existence de forêts considérables dans la péninsule scandinave, ne peut en effet être sérieusement envisagé pour un développement tant soit peu considérable de l'industrie nationale, car il ne correspondra jamais qu'à des tonnages limités et coûteux.

En particulier, l'application de la traction électrique aux chemins de fer, qui permettait la construction de

puissantes stations hydro-électriques ou de grandes usines centrales à vapeur obtenue à partir de la tourbe, fut-elle suivie avec le plus grand intérêt par les techniciens suédois. La direction des chemins de fer de l'Etat envisagea dès 1902 cette électrification comme pratiquement économique; des essais en petit furent faits de 1905 à 1907 sur les deux tronçons de Stockholm à Järfva et de Tomteboda à Värton. Des missions nombreuses étudièrent les installations faites à l'étranger. Du tout résulta que la traction par courant monophasé paraissait celle qui se pliait le mieux aux exigences, et que les meilleures conditions d'application de l'électricité résidaient dans des sections à trafic intense. On se résolut alors à faire un essai en grand, qui, s'il donnait de bons résultats, permettrait d'électrifier une grande partie, sinon la totalité des réseaux suédois et de réduire en proportion les quantités de houille consommées par les chemins de fer : ces quantités pour les seuls chemins de fer de l'Etat correspondent pour 1910 à 490.000 tonnes de charbon; les autres voies ferrées de la Suède nécessitent un tonnage analogue ; donc au total consommation actuelle d'environ 1 million de tonnes représentant une valeur de plus de 14 millions de couronnes au port suédois.

Des chutes furent dans ce but acquises à Motala et à Hammarby, qui serviront pour la traction sur la ligne Krylbo-Mjölby, d'une longueur de 253 kilomètres; la station centrale de Trollhättan appartenant à l'Etat, prévue dès à présent pour 80.000 chevaux (*) et pouvant, après régularisation du lac Venern, être portée à plus de 150.000, a été aussi envisagée pour alimenter la ligne de Göteborg à Laxå (229 kilomètres au total, dont 46 de Göteborg à Alingsås avec un trafic considérable de marchandises et de voyageurs). Mais, outre ces deux projets

(*) En septembre 1910, deux unités de 10.000 HP étaient en marche, deux autres semblables étaient en montage ou commandées.

relatifs à la Suède centrale, on a aussi étudié l'électrification de la ligne tout à fait septentrionale de Kiruna à Riksgraensen où les conditions climatériques viennent encore compliquer le problème : une loi toute récente de 1910 vient d'approuver ce dernier projet sur lequel nous nous proposons de donner quelques indications sommaires.

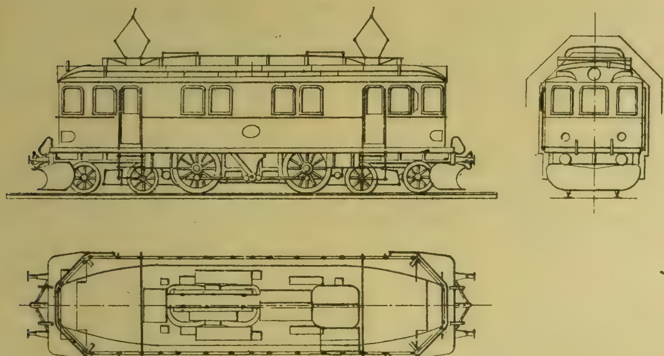
Le tronçon Kiruna-Riksgraensen a une longueur de 129 kilomètres et un trafic considérable de minerais de fer, trafic appelé à s'accroître dans des proportions déterminées par les contrats passés en 1907 et 1908 entre l'Etat suédois et les sociétés minières de Laponie: le maximum à transporter peut atteindre 3.750.000 tonnes pour la mine de Kirunavara, tonnage auquel il faut ajouter les expéditions de la mine de Tuolluvara, qui vraisemblablement ne dépasseront pas 100.000 tonnes annuelles sur la section considérée. La ligne actuelle, à voie unique, peut suffire au transport de 3 millions de tonnes par an avec les locomotives à vapeur : or l'extraction de la seule mine de Kirunavara étant prévue de 2.425.000 tonnes en 1911 et de 3.200.000 tonnes en 1913, il fallait aviser dans le plus court délai aux améliorations de la ligne.

Le programme avec la traction à vapeur consistait à doubler la voie sur la section de Stordalen à Torneträsk (soit sur un peu plus de 31 kilomètres) et à installer une ventilation artificielle dans le tunnel de Nuolja, souterrain de 1.100 mètres de longueur situé entre Abisko et Björkliden. Les dépenses, à répartir sur une période de trois années (1910-1912), étaient de 3 millions de couronnes pour la double voie, de 120.000 couronnes pour la ventilation, dépenses auxquelles correspondraient des charges annuelles d'entretien et d'exploitation de 60.000 et 8.000 couronnes.

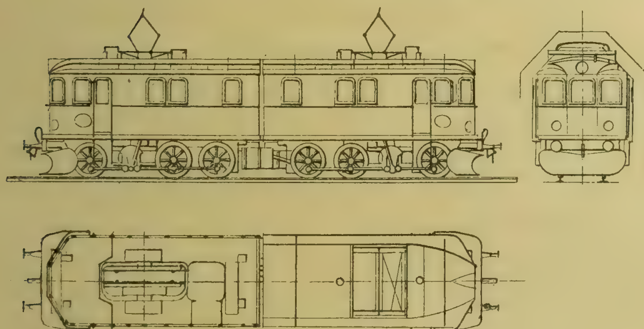
La traction électrique permettait au contraire d'éviter ces deux dépenses précitées : on pouvait en effet, avec des locomotives électriques, réaliser dans des conditions excellentes le problème de la double traction, le synchronisme des moteurs électriques évitant les différences d'action de deux locomotives à vapeur attelées à un même train ; on pouvait alors avoir des convois de 40 wagons de minerai à 35 tonnes utiles, soit 1.400 tonnes, tandis qu'au maximum les locomotives du type R mises en service depuis 1908 ne peuvent arriver à remorquer seules, sur tout le parcours, que des trains de 28 wagons (soit 980 tonnes). Les trains de 40 wagons n'auraient d'ailleurs besoin de deux locomotives électriques que sur les tronçons très accidentés, comme celui d'Abisko à Vassijaure ; on pourrait du reste envisager des trains encore plus lourds (ceux de 40 tonnes ont un poids total sans locomotive de 1.800 tonnes) : mais les garages actuels ne permettent que cette longueur et il faudrait procéder alors à leur augmentation. — Enfin on peut signaler aussi que la traction électrique rendra le service du personnel moins pénible : les galeries de défense contre la neige ainsi que les tunnels sont très nombreux entre Abisko et Vassijaure ; un service intensif à vapeur en rendrait vite l'atmosphère viciée quand elle n'obligerait pas comme au tunnel de Nuolja à une ventilation artificielle.

L'électricité permettra aussi des vitesses plus grandes pour les trains de marchandises, les pièces en mouvement alternatif des locomotives à vapeur étant moins favorables à ce point de vue que la continuité de rotation des moteurs électriques ; aux vitesses réalisées de 40 et 12 kilomètres à l'heure, celle de 40 étant la vitesse maximum admise et celle de 12 la vitesse sur les rampes de 10 p. 1000, on substituera des vitesses de 50 et 30 kilomètres qui contribueront aussi à accroître dans une large mesure la capacité de la ligne. Des machines électriques

à six essieux (*fig.* 15) pesant 90 tonnes, capables de 1.200 chevaux, seront employées : leur bâti portera deux moteurs de grand diamètre tournant à faible vitesse,



Locomotive pour trains de voyageurs



Locomotive pour trains de minerai.

Fig. 15. — Locomotives électriques.

actionnant chacun un groupe de trois essieux sans réduction de vitesse de rotation entre le moteur et les roues.

La traction électrique ne sera naturellement pas réservée exclusivement aux trains de minerais ; elle sera

appliquée également, tant aux trains de marchandises ordinaires qu'aux trains de voyageurs omnibus ou express ; elle assurera donc le service complet. Les locomotives à voyageurs (*fig.* 15) auront comme celles à minerai six essieux, mais seuls ici les deux essieux médians seront moteurs : la vitesse prévue est de 100 kilomètres à l'heure dans les sections normales, de 50 dans celles à fortes rampes.

Le contrat passé entre les chemins de fer de l'Etat suédois et les deux sociétés de constructions électriques, l'une suédoise, *Allmänna Svenska Elektriska Aktiebolaget*, l'autre allemande, *Siemens Schuckert Werke*, associées pour la fourniture (mais sans que les livraisons provenant de l'étranger puissent dépasser 35 p. 100 du total des sommes prévues dans la convention), porte dès à présent sur la construction de 15 locomotives, dont 13 à minerai et 2 à voyageurs.

Ce matériel est garanti d'une façon très stricte : les locomotives à minerai doivent pouvoir couvrir par vingt-quatre heures, et pendant six jours consécutifs, 520 kilomètres, soit deux trajets aller et retour de la mine à la frontière norvégienne ; dans une année complète, la garantie est portée à 90.000 kilomètres au minimum. Ces chiffres s'entendent pour des trains de 40 wagons de 35 tonnes de chargement et 11,3 tonnes de tare environ, trains qui dans toute section ne devront pas nécessiter plus de deux machines, une en tête et une en queue. Si l'on veut par ces conditions se rendre compte du minimum transportable par an avec les 13 locomotives prévues au contrat, dont 12 seront censées seulement réaliser les 90.000 kilomètres annuels avec des trains constamment à deux locomotives, on arrive à un total de 2.880.000 tonnes de Kiruna à Riksgraensen. — Quant aux locomotives à voyageurs, elles doivent pouvoir couvrir pendant six jours consécutifs 880 kilomètres par vingt-

quatre heures, et 100.000 kilomètres minima au total dans une année entière en remorquant des trains de 200 tonnes ; ces 200.000 kilomètres pour les deux locomotives commandées correspondent à deux trains journaliers dans chaque sens, alors que seulement le service d'été actuel est à deux trains, le service d'hiver étant assuré par un seul.

Le personnel d'un train de minerai sera au maximum de trois hommes, un conducteur et un aide à la locomotive de tête, un aide à celle de queue; pour les trains de voyageurs qui sont à simple traction, un conducteur et un aide seront suffisants.

Les consommations d'électricité sont également garanties au contrat : par tonne-kilomètre et en watts-heure mesurés aux compteurs de la locomotive (le courant étant emprunté à la ligne aérienne de contact), on devra employer moins de :

31,5 pour les trains de voyageurs,
22,6 pour les trains de minerai chargés, de Kiruna à la frontière,
23,9 pour les trains de minerai vides, de la frontière à Kiruna,

la garantie étant donnée pour une durée de vingt-cinq années de service dans tous les cas.

Il ne suffisait pas de décider que l'on utiliserait l'électricité pour la traction sur la ligne considérée, il fallait aussi aviser en même temps au moyen de produire l'énergie nécessaire, dans les conditions les plus économiques possibles tant pour l'exploitation proprement dite du chemin de fer que pour des applications industrielles à prévoir dans la Laponie ou les régions voisines.

Avant de passer à l'étude des divers projets d'utilisation des forces hydrauliques des grands fleuves de Laponie, quelques indications rapides ne seront pas inutiles sur les conditions de la région. Le climat y est toujours assez

rigoureux et des froids de 40° ne sont pas rares dans des endroits peu abrités des vents du Nord, comme Kiruna.

En hiver, les lacs sont recouverts d'une couche plus ou moins épaisse de glace ; mais les grands fleuves lapons qui en sont les émissaires roulent toujours néanmoins une certaine quantité d'eau, très faible par rapport à celle des mois d'été où la fonte des neiges et des glaces fait considérablement grossir leur débit. Des travaux de régularisation, comme des barrages qui élèveraient artificiellement le niveau des lacs, permettraient, à cause des grandes superficies de ces derniers, d'y puiser en hiver des volumes plus considérables que ceux correspondant à leur état naturel. Une élévation de 1 mètre par exemple du Stora Lulejaure, lac d'une superficie de 166 kilomètres carrés, donnerait une réserve supplémentaire de 166 millions de mètres cubes. Cette régularisation de débit n'est du reste possible au point de vue pratique que pour les grands lacs, et encore l'utilisation des réserves d'eau ainsi créées doit-elle se faire dans des installations assez rapprochées du barrage terminal.

Les petits lacs, les petits torrents ou les chutes que l'on rencontre dans le voisinage immédiat des mines de Kirunavara et de Gellivare et qui ont des bassins d'alimentation très limités ne peuvent se prêter à de pareilles installations ; c'est pour cela que les mines précitées n'avaient pu trouver dans leurs alentours immédiats des ressources hydrauliques leur permettant d'assurer leur force en tout temps.

L'Etat suédois, possesseur de la plus grande partie des terres et des ressources hydrauliques de Laponie, pouvait au contraire créer de grandes centrales qui nécessiteraient d'ailleurs, dans des régions aussi déshéritées, de grands frais de premier établissement ; pour que de pareilles installations puissent fonctionner dans des con-

ditions économiques, il leur fallait aussi de grands débouchés ; c'était le cas ici pour l'électrification de la ligne de Kiruna à Riksgraensen : l'Etat suédois, en envisageant de plus la fourniture de l'énergie aux grandes mines de la région et plus tard aux industries actuelles ou à créer, se facilitait encore la solution du problème.

Deux projets furent simultanément étudiés (Pl. II) : le premier consistait à utiliser le Torneå elf, qui au débouché méridional du lac Torne Träsk forme une série de rapides dans la région de Vakkokoski et Tarrakoski ; le second envisageait, à sa sortie du lac Stora Lulejaure, le Luleå elf sur lequel existent de nombreuses chutes très importantes, réparties sur un espace assez restreint, de Porjus à Harsprånget et Ligga. Le projet définitivement adopté fut celui de l'installation d'une grande centrale à Porjus. Nous dirons néanmoins tout d'abord quelques mots de Vakkokoski.

Vakkokoski. — Les études faites dans la région du Torne Träsk en 1908 et 1909 avaient permis de constater, en rapprochant leurs résultats de ceux antérieurement connus, que le débit de ce lac à son débouché variait de 9 mètres cubes par seconde aux plus basses eaux à 340 aux plus fortes. La hauteur de chute utilisable était en moyenne de $19^m,4$; après travaux de régularisation par un barrage, le lac pouvait arriver à débiter constamment 51 mètres cubes par seconde ; sur ces 51 mètres cubes, 50 seraient employés par la centrale, le reste devant servir aux dispositifs pour les passages de poissons. Avec $19^m,4$ et 50 mètres cubes, un rendement de 73,5 p. 100 aux turbines, on aurait ainsi sur l'axe de ces dernières environ 9.500 chevaux moyens. Le service du chemin de fer paraissant nécessiter à la station centrale, pour 3.850.000 tonnes de minerai transportées annuelles, une moyenne de 5.500 de ces chevaux, il serait alors

resté 4.000 chevaux que l'on aurait pu vendre aux sociétés minières avoisinantes.

Les calculs du service électrique des chemins de fer de l'Etat suédois montraient aussi que le maximum de la consommation instantanée aux turbines tant pour la traction que pour les moteurs aux mines pouvait atteindre 32.400 chevaux (22.500 pour le chemin de fer, 9.900 pour les mines); il fallait pour le réaliser six turbines de chacune 5.400 chevaux maximum, 4.500 en marche courante, turbines dont quatre auraient été accouplées à des générateurs monophasés et deux à des triphasés, ces deux derniers étant exclusivement affectés à la fourniture de courant aux Sociétés minières. Comme groupe de secours, on prévoyait une septième turbine de réserve pouvant être accouplée soit à un cinquième moteur monophasé, soit à un troisième triphasé.

Le projet étudié envisageait des frais d'installation variant de 7.230.000 à 7.630.000 couronnes et se répartissant ainsi : 820.000 pour un premier barrage-digue à la sortie immédiate du lac à Tarrakoski (675.000 pour le barrage; 25.000 pour les habitations provisoires; 10.000 pour la maison du garde ; 110.000, soit 15 p. 100, de frais généraux et imprévus); 5.950.000 à 6.350.000 pour les installations hydrauliques à Vakkokoski (695.000 pour le barrage ; 550.000 pour le bassin d'entrée au canal d'arrivée d'eau aux turbines; 1.585.000 à 1.930.000 pour ce canal de 1.500 mètres de long suivant qu'on ne le bétonnait pas ou qu'on le bétonnait; 1.590.000 pour la construction de la station centrale, salle de transformateurs, atelier, etc.; 195.000 pour le canal d'évacuation; 150.000 pour les habitations provisoires ; 180.000 pour les permanentes; 150.000 pour la station provisoire de force, complètement équipée; 100.000 de frais de terrassement et indemnités diverses et 15 p. 100, soit 775.000 à 830.000, de frais d'administration et divers); 460.000

pour les sept turbines, leurs régulateurs, etc. Le matériel électrique n'était pas compris dans ces prévisions.

Porjus. — Le projet de Porjus, qui fut adopté pour les raisons que nous indiquerons plus loin, devait revenir à des sommes sensiblement plus élevées, tant par suite de la distance plus grande à laquelle il fallait transporter l'énergie électrique qu'à celle également plus considérable à laquelle on se trouvait des voies ferrées permettant les transports de matériel.

Situation géographique. — Au sortir du Stora Lulejaure, le Stora Luleå elf descend d'abord assez lentement de $8^{m},50$ sur une longueur de $3^{km},5$; 5 kilomètres, à peu près de niveau, viennent ensuite, suivis par le Stora Porjus qui correspond à plus de 50 mètres de chutes sur une distance de 3 kilomètres (de ces chutes, quatre se distinguent par leur importance, dont la plus grande, le Ruoutekårtje, n'a pas moins de 16 mètres de hauteur). Après ce passage, le Lilla-Porjus constitue sur ses 7 kilomètres une pente totale de 30 mètres qui n'a pas été retenue dans les études de captation ; le fleuve forme ensuite le célèbre Harsprånget (2 kilomètres de rapides et chutes avec 74 mètres de dénivellation). Cette première section totale d'un développement de $20^{km},5$ abaisse donc le lit du fleuve de 160 mètres. Lui font suite des parties plus ou moins de niveau séparées par des chutes qui sont successivement les ensembles dits Liggafallet (15 mètres environ), Porsiforsen (25 mètres), Edeforsen (22 mètres) que leur situation trop méridionale n'a pas permis de retenir pour l'objet actuellement poursuivi, mais qui constituent d'importantes réserves pour l'avenir.

Le bassin supérieur d'alimentation du Stora Luleå elf est d'environ 9.600 kilomètres carrés en amont de Porjus, surface sur laquelle les lacs couvrent environ 890 kilomètres carrés ; le plus important de ces lacs est le

Stora Lulejaure (166 kilomètres carrés), précédé par l'ensemble des Suorvajaure, Vuoksajaure, Alemusjaure et Luoktanjarkajaure (98 kilomètres carrés), Virijaure (109 kilomètres carrés) et Satisjaure (50 kilomètres carrés). Entre le Stora Lulejaure et la mer, il y a 360 mètres de différence de niveau, qui correspondraient à 145.000 chevaux naturels aux plus basses eaux ; sur ce total, 70.000 chevaux sont dans des parties appartenant exclusivement à l'État, 70.000 chevaux que des travaux de régularisation peu importants porteraient aisément à 300.000.

Pour ce qui est de la Stora Porjus seule, les plus basses eaux y donnent un débit de 40 mètres cubes qui, en des années tout à fait exceptionnelles de sécheresse, peuvent être ramenés à 25 mètres cubes ; en années courantes, la chute débite plus de 100 mètres cubes par seconde pendant sept mois de l'année ; en très forte sécheresse, ce chiffre de 100 mètres cubes n'est plus alors dépassé que pendant six mois. La moyenne des observations des années 1901-1908 donne, pour ces six derniers mois particuliers aux plus basses eaux, un cube de 180 mètres par seconde.

Le Torne elf, à Vakkokoski, débite aux basses eaux moyennes ou exceptionnelles 12 et 9 mètres cubes, ce qui, ramené à son bassin d'alimentation, fournit les chiffres de $3^{l},4$ et $2^{l},5$ par seconde par kilomètre carré ; la moyenne annuelle de 50 mètres cubes (1901-1908) donne le chiffre de $14^{l},2$ par seconde. Des études analogues faites sur le Skellefteå elf ont conduit aux nombres correspondants suivants en litres par seconde : 3,5 ; 2,5 ; 12,1. Appliqués au Luleå elf, qui, au point de vue géographique, est compris entre les deux fleuves précédents, les nombres 3,4 et 2,5 donneraient 32 et 24 mètres cubes par seconde à la sortie du Stora Lulejaure ; ceux de 12,1 et 14,2 amèneraient à 115 et 135 mètres cubes, ce qui concorde assez bien avec les indications précitées.

Régularisation. — Les études poursuivies par les missions envoyées sur place en 1908 et 1909 ont permis de s'assurer des facilités qu'il y aurait de régler le débit à Porjus par des travaux à effectuer sur les lacs en amont : en particulier, les chiffres suivants en mètres cubes (compris entre 50 et 150), utilisés en moyenne et par seconde, nécessiteraient comme emmagasinement en amont et en millions de mètres cubes :

50 mètres cubes	....	480	millions de	mètres cubes.
75 —	....	1.020	—	—
100 —	....	1.540	—	—
115 —	....	1.880	—	—
125 —	....	2.080	—	—
135 —	....	2.320	—	—
150 —	....	2.800	—	—

Un seul barrage, au débouché du lac Satisjaure, barrage qui coûterait 600.000 couronnes, assurerait à Porjus constamment 45 à 50 mètres cubes par seconde : des travaux plus considérables à faire sur les lacs Satisjaure, Virijaure et Suorvajaure, avec une estimation de 5 millions de couronnes, porteraient ce cube à 125 mètres environ, en réalisant des réservoirs de 2 milliards de mètres cubes.

Force possible. — La hauteur de chute utilisable à Porjus dans les conditions du projet approuvé par les Chambres oscille entre 53^{m},50 et 52^{m},50, suivant qu'on est en période de basses ou de hautes eaux. Le réglage du Satisjaure donnerait alors, avec un rendement de 73,5 p. 100 et une hauteur moyenne de chute de 52 mètres une force de 25.000 HP sur l'axe des turbines : le réglage plus complet indiqué précédemment conduirait à 63.000 chevaux, tandis que, sans aucune préparation des lacs en amont, le débit minimum de 25 mètres cubes constaté, ramené à 24 mètres cubes pour assurer un cours dans le

lit de la rivière, donnerait déjà une moyenne annuelle de 12.250 chevaux.

Les calculs de la force nécessaire tant au transport de 3.850.000 tonnes de minerai qu'au service ordinaire de voyageurs et de marchandises montrent qu'il est nécessaire d'avoir à Porjus une moyenne de 10.600 chevaux-turbine pendant une durée normale de 18,5 heures par jour (ou 8.170 HP répartis sur vingt-quatre heures), l'effet instantané maximum pouvant atteindre 23.600 chevaux ; ramenés à une moyenne de consommation d'eau sur le jour entier et avec la remarque qu'en hiver le service normal comprendra neuf trains de minerai et en été douze, on arrive à estimer que la station pour cet objet prendra 16^{m3},5 par seconde en hiver et 18,5 en été. La force supplémentaire disponible servira à des usages industriels et, dès à présent, le contrat passé avec la Société de Grängesberg-Oxelösund pour la fourniture du courant nécessaire aux mines de Kirunavara, Gellivare, Koskullskulle et Tuolluvara porte au maximum sur 6.500 kilowatts aux lieux d'utilisation, dont 3.200 à fournir à la station de transformation de Kiruna et 3.300 à celle de Gellivare : le temps d'emploi correspond au total à 2.300 heures-an à ce chiffre maximum de 6.500 kilowatts ; ces 6.500 kilowatts seront fournis par 10.500 HP turbine à Porjus qui, à 2.300 heures-an, correspondent à une prise constante moyenne de 6 mètres cubes d'eau. Au total, on arrive donc en hiver à 22^{m3},5, en été à 24^{m3},5 nécessaires au service moyen.

Les chutes de Stora Porjus actuelles avec simple barrage régulateur en amont sont donc capables de satisfaire à ces exigences. La force nécessaire au chemin de fer sera donnée par deux turbines de 12.500 chevaux accouplées à des générateurs monophasés ; celle destinée aux usages industriels proviendra de deux groupes de même puissance, mais à génératrices triphasées (un seul groupe

turbo-générateur sera, du reste, suffisant pour les mines ; le second ne sera installé que si l'on fournit des quantités supplémentaires d'énergie à d'autres industries et nécessitera le réglage du Satisjaure) ; une cinquième turbine de secours pouvant être reliée soit à un troisième générateur monophasé, soit à un troisième triphasé, parera aux accidents pouvant survenir.

Projet d'installation. — L'installation prévue comprend d'abord un barrage avec déversoir, d'une longueur d'environ 1.000 mètres ; le canal d'entrée qui le suivra portera quatre ouvertures : deux seront affectées à la prise de l'eau nécessaire à la station actuellement limitée à 50.000 HP maximum ; les deux autres sont en prévision de la construction d'une seconde station, construction qui ne sera réalisée que si les résultats de la première sont satisfaisants. Un tunnel d'arrivée de 45 mètres carrés de section utile et de 525 mètres de longueur conduit à un bassin de distribution d'une longueur de 33 mètres et d'une surface de 1.050 mètres carrés. De ce bassin partent les conduites des turbines, d'un diamètre de $3^{m},50$, ce qui leur donne une section de $9^{m2},6$, conduites placées dans des puits verticaux creusés dans le roc. Les appareils d'utilisation de l'eau l'évacuent dans un tunnel de 45 mètres carrés de section utile et d'une longueur de 1.280 mètres, tunnel partant d'un bassin de 70 mètres de longueur et 10 de large, placé au débouché des turbines. La salle des turbines et des générateurs électriques est reliée à celle des transformateurs qui se trouve au niveau d'arrivée de la voie ferrée en construction de Gellivare à Porjus par un puits vertical à deux compartiments : un ascenseur dans l'un de ces derniers est destiné au personnel de service ; l'autre puits servira à la manutention des grosses pièces jusqu'à 50 tonnes.

Le devis de l'installation hydraulique seule, avec tous les bâtiments, est le suivant :

	Couronnes.
Barrage à Porjus	2.605.000
Canal d'entrée	420.000
Tunnel d'arrivée	345.000
Bassin de distribution, conduites et constructions correspondantes	720.000
Station de force	935.000
Tunnel de sortie	1.270.000
Puits et ascenseur	205.000
Ateliers, salles de transformateurs	500.000
Maisons d'habitation permanentes	220.000
Maisons d'habitation provisoires	170.000
Station provisoire de force avec son équipement	200.000
Voies, travaux d'aménagement du sol	50.000
Travaux divers, indemnités, ouvrages pour poissons	100.000
Administration et imprévus (15 p. 100)	1.160.000
5 turbines (*) avec régulateurs et montage	540.000

soit au total une somme de 9.440.000 couronnes, tandis que Vakkokoski revenait de 7.230.000 à 7.630.000. Ramené au cheval-turbine (50.000 à Porjus, 32.400 à Vakkokoski), ceci donnerait 188,80 couronnes et 223,14-233,49. Rapporté à la puissance réelle moyenne annuelle (12.250 à Porjus, 9.500 à Vakkokoski), les chiffres de cheval installé sont de 770,60 couronnes et 761,05-803,15.

Comparaison de Vakkokoski et de Porjus. — Ayant ainsi passé rapidement en revue les caractéristiques des deux stations étudiées pour l'électrification de la ligne de Kiruna à Riksgraensen, il reste à voir les raisons qui ont fait préférer la solution de Porjus. La station de Vakkokoski avait pour elle sa proximité beaucoup plus grande de la ligne à desservir qui ne nécessitait pour arriver à Kiruna qu'un transport de force sur 20 kilomètres, tandis qu'à Porjus on avait à en établir un sur 120 kilomètres : la tension de 60.000 volts eût suffi dans le premier cas ;

(*) Les cinq turbines sont comptées 450.000 couronnes.

dans le second, il fallait aller à 80.000. Par contre, Porjus étant plus près de Gellivare et de la région maritime, on pouvait alors desservir dans de bonnes conditions tout le restant de la ligne de Laponie, de Kiruna à Luleå, si les essais sur le premier tronçon donnaient toute satisfaction, en même temps que fournir du courant aux industries de la côte du golfe de Bothnie, sans avoir, pour aller jusqu'à Luleå, Piteå ou Haparanda, à sortir d'un cercle de 200 kilomètres de rayon autour de Porjus et sans avoir besoin d'une tension de transport supérieure au chiffre très admissible de 100.000 volts.

Vakkokoski avait, par contre, l'avantage, résultant encore de sa situation géographique, de pouvoir être relié à la station de Kiruna par une voie ferrée d'une vingtaine de kilomètres, tandis qu'à Porjus il fallait compter sur 50 kilomètres environ pour rejoindre la ligne de Laponie à Gellivare. De là des frais beaucoup plus considérables : 654.000 couronnes dans le premier cas, 1.920.000 dans le second, cette dernière dépense étant proportionnellement plus forte, tant à cause de la rapidité avec laquelle on voulait construire ces 50 kilomètres qu'à cause d'une voie plus soigneusement établie : la section Gellivare-Porjus devait, en effet, constituer la partie Nord d'une ligne projetée, sensiblement parallèle à la côte et allant d'Ostersund à Gellivare ; un autre tronçon de cette ligne, mais cette fois au Sud, celui d'Ostersund à Ulriksfors, était du reste en pleine période de construction quand les Chambres suédoises, en votant le projet de Porjus, votèrent par là même le raccordement à Gellivare de la station centrale. Mais, à côté de la question prix, il y avait aussi celle de durée qui avait son importance.

La mine de Kirunavara allait, à partir de 1912, dépasser les 3 millions de tonnes d'expéditions annuelles au delà desquelles les machines à vapeur, dans l'état actuel de la section Kiruna-Riksgraensen, ne pouvaient plus assurer

le transport. A Vakkokoski, tout pouvait être terminé pour fin 1912, tandis qu'avec Porjus, il fallait, au lieu de trois ans, compter sur quatre ans à quatre ans et demi (suivant que l'on construisait ou non le tronçon Gellivare-Porjus à allure forcée) pour réaliser l'électrification de la ligne. On devait alors aviser au transport de la quantité supplémentaire pendant le temps de construction excédant 1912.

Des négociations entamées entre l'État suédois et le Trafikaktiebolaget-Grängesberg-Oxelösund, copropriétaire avec l'État des mines de Kirunavara et Gellivare, permirent de trouver une solution : la Société consentit, en effet, mais sans que la durée pût excéder deux années, à transporter le tonnage extrait dépassant 3 millions de tonnes par le port de Luleå-Svartön au lieu de celui de Narvik : de son côté, l'État s'engageait à faire sur sa ligne de Kiruna à Svartön les modifications nécessaires pour faire face à ce trafic supplémentaire. Pour cela, on envisageait la commande de onze nouvelles locomotives à vapeur et de cent wagons à minerai, soit une dépense totale de 1.200.000 couronnes. Les locomotives serviraient plus tard, sur d'autres lignes suédoises, quand le trafic électrique pourrait se faire d'une façon complète vers Narvik; quant aux wagons, le développement ultérieur des expéditions jusqu'à 3.850.000 tonnes en eût rendu l'acquisition nécessaire d'ici quelques années; on pouvait donc dire que ce n'était, en somme, tant pour les locomotives que pour les wagons, qu'un devancement de dépenses. En second lieu, il fallait prévoir de nouveaux garages sur le parcours Kiruna-Svartön et au port de Svartön préparer les emplacements nécessaires pour la mise en stock en hiver d'environ 150.000 tonnes de plus que celles qu'on y emmagasine à l'heure actuelle (le port de Svartön est en effet bloqué par les glaces pendant environ sept mois par an : les embarquements ne peuvent

se faire pendant cette période et le trafic du chemin de fer, devant être aussi constant que possible pendant toute l'année, oblige à y mettre en stock les minerais de l'hiver, qui ne seront expédiés par mer que l'été suivant ; il fallait aussi améliorer au même port de Svartön les installations de chargement à bord des navires ainsi que faciliter les manœuvres des trains. Toutes choses qui nécessiteraient une dépense totale sur les exercices 1911 et 1912 de 1.070.000 couronnes, qu'on n'aurait pas dû faire si la solution de Vakkokoski avait prévalu.

Mais Porjus se prêtait dans de bien meilleures et plus faciles conditions économiques à l'installation d'une centrale d'Etat. Le cours entier de Luleå elf est sur territoire suédois, tandis que le Torneå elf, qui passe à Vakkokoski, forme sur une grande partie de son cours la frontière suédo-finlandaise : une simple loi pouvait, à Porjus, réglementer tous les travaux de régularisation du débit, tandis qu'à Vakkokoski une entente préalable entre les deux pays voisins devenait nécessaire : une partie des chutes inférieures du Torneå elf se trouve de plus, dans la partie frontière, et la question de propriété eût pu amener des difficultés assez sérieuses pour un développement ultérieur. A Porjus, au contraire, avec 5 millions de couronnes, on pouvait régulariser le débit à 125 mètres cubes ; cela donnait une force minimum et constante de 63.000 chevaux ; les chutes qui, sur le Luleå elf, appartiennent à l'Etat et qui peuvent, sans aucun travail de régularisation, fournir dès à présent un minimum de 70.000 chevaux pouvaient être portées par ces mêmes travaux à 300.000 chevaux, avec, sur le seul tronçon de Porjus à Harspränget et sur ses seuls 10 kilomètres de longueur, possibilité de trouver 180.000 chevaux.

Toutes ces dernières considérations firent pencher la balance en faveur de Porjus, bien que les dépenses et

les délais fussent beaucoup plus considérables. On voyait dans la solution adoptée un moyen de développer dans l'avenir l'industrie en Laponie : les nationalistes suédois, toujours disposés à restreindre l'exportation des minerais lapons, pensaient aussi déjà à des hauts fourneaux électriques, installés en grand nombre et de grande puissance, espoir que les expériences poursuivies par le Jernkontoret à Trollhättan avec l'encouragement du gouvernement permettront peut-être de réaliser dans un avenir peu éloigné.

Transport de force monophasé. — A la sortie de la salle des transformateurs qui auront élevé la tension du monophasé à 80.000 volts et celle du triphasé à 70.000, trois lignes de transport, une monophasée et deux triphasées, amèneront le courant aux divers points d'utilisation. La ligne monophasée aura un développement de 121 kilomètres jusqu'à Kiruna où elle rejoindra la voie qu'elle suivra ensuite sur 129 kilomètres jusqu'à Riksgraensen ; sur ces 129 kilomètres, elle alimentera les quatre sous-stations de transformation de Kiruna, Torneträsk, Abisko et Riksgraensen ; le courant abaissé à 10.000 volts sera pris par archets (chaque locomotive étant munie de deux tels appareils) sur une ligne de contact aérienne.

Des essais pour se rendre compte de la façon dont se comporteraient, dans la mauvaise saison les lignes de transport de force et de contact ont été faits, dans l'hiver 1908-1909 sur une section d'épreuve d'un kilomètre environ ; les résultats ont été satisfaisants et ont permis de constater que les chutes de neige et le vent qui règnent dans la région de Kiruna à Riksgraensen ne provoqueraient pas de grandes difficultés. Deux sections étaient à envisager à ce sujet sur ce tronçon : celle entre Kiruna et le tunnel de Nuolja ne présentait pas plus d'inconvénients qu'aucune autre section de la Suède septentrionale : les chutes de neige y sont modé-

rées et les chasse-neige ordinaires sont suffisants; entre Nuolja et la frontière norvégienne au contraire, soit sur une distance de 30 kilomètres, les chutes sont beaucoup plus importantes et, si, dans les galeries ou tunnels de protection, la ligne de contact n'a rien à craindre, il n'en est pas de même dans les parties à ciel ouvert où il faut employer pour déblayer la voie des chasse-neige américains rotatifs ; la projection sur les fils ainsi que l'action sur eux des tourmentes avaient fait naître des appréhensions. La section d'épreuve qui se trouvait aux environs de Vassijaure, en plein centre de la zone difficile, résista dans de telles conditions que les sociétés d'électricité qui contractèrent avec l'Etat suédois n'hésitèrent pas à prendre les garanties de fonctionnement précédemment indiquées.

Fourniture de courant aux mines. — Le transport du courant triphasé se fera par deux lignes : une affectée au service des mines de Gellivare (et par cette mine, de celle de Koskullskulle), l'autre à celui des mines de Kirunavara (et par cette mine, de celle de Tuolluvara) : les deux lignes suivront le même parcours et seront supportées par les mêmes poteaux sur la section initiale de 30 kilomètres de longueur, à partir de laquelle elles seront séparées, les parcours simples ayant alors 22 kilomètres jusqu'à Gellivare et 91 kilomètres jusqu'à Kiruna. Avec des sections de conducteurs en cuivre de 200 millimètres carrés, on compte sur les pertes en ligne indiquées ci-après, suivant qu'on transportera 3.000 ou 4.000 kilowatts :

	VOLTAGE d'arrivée	PERTE en ligne p. 100	KILOWATTS à l'arrivée	KILOWATTS perdus	KILOWATTS nécessaires à la station de Porjus
		Avec 3.000 *kilowatts.*			
Gellivare.....	67.600	3,44	3.000	1,30	3.130
Kiruna.......	64.100	8,42	3.000	3,44	3.344
		Avec 4.000 *kilowatts.*			
Gellivare.....	66.800	4.61	4.000	2,36	4.236
Kiruna.......	61.900	11,60	4.000	6,40	4.640

Les frais d'établissement de ces lignes par kilomètre, y compris supports, montage, etc., sont estimés à 7.200 couronnes pour la section à double ligne, 5.950 pour celle à simple ligne, soit au total 888.350 couronnes. Les installations de transformation aux lieux d'utilisation sont à la charge des sociétés minières.

Le contrat passé entre l'Etat suédois et ses consommateurs miniers représentés par la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund fixe dès maintenant le prix du courant aux compteurs d'arrivée à Gellivare ou Kiruna : les sommes à payer se composeront de deux parties : une première correspondant à 1/2 öre par kilowatt-heure réellement employé, une seconde correspondant à 35 couronnes par an pour le nombre maximum de kilowatts utilisés, ce dernier nombre étant obtenu en faisant la moyenne des quatre plus fortes consommations instantanées réalisées dans l'année. Un minimum de recettes annuelles est garanti à l'Etat : il est de 350.000 couronnes.

Les prévisions de consommation pendant 2.300 heures par an pour ces besoins industriels sont, en 1914, de 4.700 kilowatts; en 1915, 5.200 ; en 1916, 5.800 ; en 1917, 6.500. Les calculs précédents donneraient, dans ces conditions, comme sommes à payer à l'Etat les nombres suivants : 218.550 ; 241.800 ; 269.700 et 302.250 cou-

ronnes, toujours inférieurs aux 350.000 couronnes minima, si les moyennes des quatre consommations maxima instantanées ne dépassent pas 4.700, 5.200, 5.800 et 6.500 kilowatts. Le contrat jouera à partir du moment où la station de Porjus pourra livrer du courant ; il se terminera en l'année 1932, qui est une des années critiques de la convention conclue entre les mines de Laponie et l'Etat suédois. Il faudra que la consommation aux usines atteigne 7.500 kilowatts pendant 2.300 heures-an pour que le contrat ne joue plus quant à sa clause de minimum dans les mêmes conditions que plus haut.

Contrat avec les sociétés de constructions électriques. — Le contrat passé entre l'Etat suédois et les Sociétés Allmänna Svenska Elektriska Aktiebolaget et Siemens Schuckert Werke pour l'équipement total monophasé tant de la station centrale que du chemin de fer porte sur un total de 8 millions de couronnes : il comprend les trois générateurs de Porjus et les transformateurs correspondants ainsi que les divers tableaux et canalisations de la station, les 250 kilomètres environ de ligne de transport de Porjus à Riksgraensen sous la tension de 80.000 volts (à 9.500 couronnes environ le kilomètre), les 129 kilomètres de ligne de contact sur les lignes principales ainsi que les contacts sur les voies de garage (pour un total de 801.500 couronnes), les quatre stations de transformation le long de la voie ferrée (431.000 couronnes), quinze locomotives (2.005.000 couronnes). Ces divers prix sont faits sur la base de 59 à 64 livres la tonne pour le cuivre électrolytique et sont augmentés ou diminués aux 100 kilogrammes de 1,8 couronnes par chaque livre au-dessus de 64 ou au-dessous de 59, le cours du cuivre étant celui indiqué par le *Mining Journal* de Londres. Les pièces de fonte et de fer entrant dans le contrat font aussi l'objet d'une convention basée sur des principes analogues en cas de grandes variations de prix. Les

commandes pour l'équipement triphasé et pour les turbines ne sont pas encore faites (décembre 1910). L'adjudication doit se faire en mars 1911.

Dépenses totales prévues pour l'installation de Porjus. — Le crédit total demandé aux Chambres suédoises s'élève à 21.500.000 couronnes à répartir de la façon suivante : 4.915.000 sur l'année 1910, 2.650.000 sur l'année 1911, 3.890.000 sur 1912, 5.390.000 sur 1913 et le complément, soit 4.655.000, sur 1914. Cette dépense se décompose ainsi :

Station centrale hydraulique de Porjus..	8.900.000
Turbines (4 seulement au total).........	437.000
Équipement monophasé à Porjus........	1.300.000
Équipement triphasé à Porjus	750.000
Voie ferrée Gellivare-Porjus avec construction accélérée	1.920.000
Ligne triphasée Porjus-Gellivare-Kiruna.	890.000
Ligne monophasée Porjus-Kiruna.......	1.900.000
Transformateurs, ligne de contact, locomotives, etc., ligne monophasée Kiruna-Riksgraensen..........................	5.122.375

soit 21.225.375 couronnes, somme que l'on a arrondie à 21.500.000. Nous pouvons d'ailleurs déjà remarquer que ce devis primitif ne sera pas dépassé pour les installations électriques monophasées, qui ont été traitées pour 8 millions de couronnes au lieu de 8.322.375 précédemment indiquées.

Ce devis se rapporte au transport de 3 millions de tonnes de minerai ; une différence prévue de 522.000 couronnes pour l'achat de locomotives supplémentaires, qui ne sera fait qu'ultérieurement, assurera le transport des 3.850.000 tonnes.

La solution de Vakkokoski eût été moins coûteuse : la centrale serait revenue à 7.170.000 couronnes avec canal bétonné ; 264.000 couronnes eussent permis l'achat de

quatre turbines, dont une de réserve ; l'équipement électrique monophasé eût coûté 650.000 couronnes ; la ligne Kiruna-Vakkokoski, 654.000 ; le transport Vakkokoski-Kiruna-Riksgraensen, les transformateurs, lignes de contact, locomotives, 5.117.000 ; soit au total une dépense de 14.029.662 couronnes pour le transport de 3 millions de tonnes de minerai ; pour 3.850.000, il fallait envisager une cinquième turbine, soit 66.000 couronnes et 522.000 couronnes de matériel supplémentaire, soit au total 14.787.662 couronnes. Pour comparer ces chiffres à ceux de Porjus, il faudrait retrancher de ces derniers ce qui a trait à l'équipement triphasé, soit (y compris la turbine) 1.749.250, ce qui ramènerait les deux alternatives de Porjus à 19.650.787 couronnes et 20.172.000 couronnes.

Economies à réaliser du fait de la traction électrique. — Sans vouloir entrer dans les détails des calculs faits, nous donnerons simplement ici les conclusions auxquelles on est arrivé, dans les prévisions, pour le transport de 3.850.000 tonnes de minerai. La traction électrique, en y comprenant en particulier les frais d'entretien (réparations, huile, etc.) des divers matériels électriques de la station de Porjus y compris ses transformateurs, frais garantis par le contrat à 332.500 couronnes par an, l'intérêt et l'amortissement (*) du capital engagé et des pertes d'intérêts pendant la période de construction, les frais d'entretien divers de la station centrale, les salaires

(*) Pour la station centrale, on compte 4 p. 100 d'intérêts au capital de premier établissement, sauf pour celui du matériel électrique compté à 5 p. 100 ; 3,35 d'amortissement pour le matériel électrique, 2,4 pour les turbines, 0,5 pour les canalisations hydrauliques et les constructions, et comme frais d'entretien, 1,65 p. 100 pour le matériel électrique, 1,5 pour les turbines et 0,5 pour les canalisations et constructions. Les calculs faits avec 5 p. 100 pour le matériel électrique proviennent de ce que, dans un premier contrat avec les sociétés électriques, on avait envisagé la possibilité pour l'Etat de faire faire les installations par les fournisseurs en ne les payant que par annuités, mais avec intérêt alors de 5 p. 100 sur les sommes non liquidées à la livraison.

du personnel général, etc., est estimée par an à 1.573.680 couronnes ; l'intérêt à 4 p. 100, tant du capital de premier établissement de la ligne de Gellivare à Porjus que des pertes d'intérêt pendant le temps de la construction de la station, nécessitera de son côté 89.880 couronnes, soit au total 1.663.500 couronnes annuelles.

La traction à vapeur serait revenue sans les intérêts des améliorations supplémentaires à exécuter sur la ligne (doublement de voie et tunnel de Njuolja) à 1.993.700 couronnes (*) en comptant à 6,4 p. 100 total l'intérêt et l'amortissement du matériel ; il y aurait donc un bénéfice à réaliser de 330.140 couronnes par an. Il est vrai que la ventilation des dépenses entre l'installation monophasée et la triphasée de Porjus indiquée dans les calculs, fait apparaître une perte sur ce dernier chapitre de 104.420 couronnes annuelles, le coût annuel du courant avec amortissement des installations correspondantes étant de 454.420 couronnes contre 350.000 de recettes garanties seulement. — Au total, le bénéfice à réaliser par l'Etat avec Porjus serait seulement de 225.720 couronnes.

Avec la station de Vakkokoski, sans compter qu'il intervienne des installations triphasées, les dépenses annuelles étaient estimées seulement à 1.544.936 couronnes avec l'intérêt du chemin de fer (dans les mêmes conditions qu'à Porjus), ce qui laissait un avantage annuel de 448.764 couronnes.

Le coût de la tonne de minerai transportée, toujours dans le cas envisagé de 3.850.000 tonnes, qui, avec la traction à vapeur, était de 0,515 couronne, serait, avec

(*) Dans ces frais de la traction à vapeur, rentrent 662.300 couronnes de combustibles (41.100 tonnes de houille à 16 couronnes et 1.400 mètres cubes de bois à 3,35), 1.084.400 de frais d'entretien de matériel, de frais de personnel de service, etc., et 247.000 d'intérêts et amortissements (4 p. 100 d'intérêts et 2,4 p. 100 d'amortissement).

la traction électrique Vakkokoski, de 0,401, avec Porjus de 0,432.

Il faut d'ailleurs remarquer que le bénéfice à réaliser du fait de l'adoption de la traction électrique est supérieur aux chiffres indiqués d'une somme de 192.800 couronnes, représentant l'intérêt à 4 p. 100 des 3 millions de couronnes qui auraient été nécessaires, dans le cas de la traction à vapeur, pour doubler le tronçon Torne-Träsk Stordalen et des 120.000 couronnes pour l'établissement de la ventilation artificielle à Njuolja, ainsi que les frais annuels d'entretien de ces deux installations que nous avons indiqués plus haut. Le bénéfice prévu est donc, en réalité, de 641.564 couronnes avec Vakkokoski, de 418.520 avec Porjus; dans les mêmes conditions, le coût de la tonne transportée avec la vapeur serait de 0,568 couronne.

Ceci ne tient pas compte des améliorations apportées au port de Svartön, ni aux garages nouveaux de la ligne Gellivare-Svartön, dépenses que la solution de Vakkokoski eût permis d'éviter, ni au devancement d'acquisition de matériel nouveau. Il faudrait faire entrer en ligne de compte ces dépenses, mais les calculs du rapport aux Chambres suédoises paraissent les avoir laissées de côté, car elles s'appliquent à un autre compte de ligne. En tout cas, l'intérêt à 4 p. 100 des 2.270.000 couronnes de ce fait, donnerait à lui seul 90.800 couronnes (dont 48.000 pour le matériel) auxquelles il faudrait ajouter un amortissement à 2,4 p. 100 sur les locomotives et wagons (soit 28.800 couronnes annuelles) et des frais d'entretien des garages et nouvelles installations (2 p. 100 soit 21.400 couronnes).

Devraient en tous cas donc venir en considération dans le prix de revient de la solution de Porjus les frais d'entretiens annuels des améliorations de la ligne de Gellivare à Svartön et du port de Svartön (21.400 cou-

ronnes); l'intérêt à 4 p. 100 des 1.070.000 couronnes à dépenser dans les dites améliorations (42.800) et les intérêts des pertes d'intérêts, amortissement et entretien dans les deux années moyennes de trafic supplémentaire de Kiruna à Svartön, du matériel complémentaire acquis par avance et des améliorations de la ligne et du port (4 p. 100 sur 282.000 couronnes, soit 11.280 couronnes); au total, 77.480 couronnes, l'intérêt et l'amortissement du matériel roulant n'ayant plus à intervenir ensuite, comme nous l'avons signalé plus haut, et rentrant dans le compte général des chemins de fer suédois ou de la ligne Kiruna-Riksgraensen. L'avantage annuel de Porjus sur la traction à vapeur est alors ramené au total de 341.040 couronnes.

(*A suivre.*)

BULLETIN.

PRODUCTION MINÉRALE ET MÉTALLURGIQUE DE L'AUTRICHE EN 1909.

NATURE DES PRODUITS	QUANTITÉS	VALEURS	PRIX MOYEN
1° *Mines.*			
	tonnes	francs	francs
Houille	13.713.042	148.000.065	10,78
Lignite	26.043.716	145.216.541	5,57
Roches asphaltiques	2.975	64.258	21,57
Minerais de fer	2.490.277	23.800.258	9,55
— de plomb	20.550	3.663.563	178,32
— de zinc	33.955	2.081.893	61,36
— de cuivre	11.826	857.530	72,56
— d'or	29.709	621.768	20,94
— d'argent	21.102	3.545.191	167,95
— de mercure	92.337	2.263.118	24,50
— d'antimoine	450	9.706	21,57
— de manganèse	18.045	265.752	14,76
— de tungstène	39	66.458	1.942,99
— d'urane	8	137.732	17.037,57
— de soufre	12.725	193.209	15,18
Autres minerais	non indiqués	13.654	—
Graphite	40.710	1.655.339	40,62
2° *Usines et Salines.*			
Coke	1.985.389	39.559.652	19,92
Briquettes de houille	181.638	2.764.278	15,21
Briquettes de lignite	185.142	2.066.586	11,20
Fonte d'affinage	1.214.516	99.036.410	81,56
— de moulage	250.535	23.562.210	94,02
Zinc	11.688	6.222.338	535,06
Plomb	12.941	4.896.481	378,31
Litharge	840	348.064	414,12
Cuivre	985	1.509.934	1.533,26
Sulfate de cuivre	590	284.308	481,66
Etain	52	177.537	3.422,23
Mercure	585	3.318.860	5.675,28
	kilogr.		
Or	148,4388	507.017	3.415,66
Argent	39.002,1750	3.409.130	87,41
	tonnes		
Sels d'urane	10	354.061	34.827,97
Sulfate de fer	70	3.665	52,35
Couleurs minérales	620	69.527	112,14
Sel gemme	(*)359.800	48.942.046	136,01

(*) Y compris 177.961 tonnes de sel raffiné et 28.599 tonnes de sel marin.

Le nombre des ouvriers employés aux mines, usines métallurgiques et salines en Autriche a été de 154.661 (contre 154.362 en 1908). Ce personnel se décompose de la manière suivante :

	Hommes	Femmes	Jeunes gens	Enfants	Totaux
Mines de houille...	63.268	2.199	4.692		70.159
— lignite....	56.145	2.409	783		59.337
— fer.......	5.285	80	72		5.437
Autres mines......	9.589	681	509	7	10.786
Usines à fer.......	6.140	67	239	1	6.447
Autres usines......	2.238	87	170	»	2.495
Totaux......	142.665	5.523	6.465	8	154.661

Extrait de la statistique officielle de l'industrie minérale de l'Autriche en 1909, publiée par le Ministère des Travaux publics à Vienne ("*Statistik des Bergbaues in Österreich fur das Jahr* 1909. *Herausgegeben vom k. k. Ministerium für öffentliche Arbeiten.*" *Wien*, 1910), par M. Przyborski, Ingénieur des mines à Buda-Pesth.

ÉTUDE

SUR LES

MINERAIS DE FER SCANDINAVES

LAPONIE SUÉDOISE. — GRÄNGESBERG. — GISEMENTS DE MINERAIS PAUVRES

Par M. P. NICOU, Ingénieur au Corps des Mines.

(*Suite.*)

DEUXIÈME PARTIE.

LES GISEMENTS DE MINERAIS DE FER PHOSPHOREUX DE LA SUÈDE CENTRALE.

Si la Suède centrale a été longtemps considérée presque uniquement comme un producteur de minerais très purs en phosphore, convenant particulièrement à la fabrication des fers fins pour lesquels la métallurgie suédoise s'est fait une réputation mondiale, il n'en est pas moins vrai que, depuis la mise en valeur du procédé Thomas, des minerais jadis méprisés y sont devenus intéressants, non pas tant peut-être pour la sidérurgie nationale, qui n'en consomme encore que de faibles quantités, que pour les pays étrangers importateurs de ces qualités de produits, comme l'Allemagne, la Belgique, l'Angleterre et, en ces dernières années, les Etats-Unis.

Sans doute, les gisements de la Laponie suédoise seront toujours les grands fournisseurs de l'exportation en minerais phosphoreux, mais les gisements du Centre (*fig.* 16) : Grängesberg, Blötberg, Idkerberg et Lekomberg, fournissent plus de 800.000 tonnes par an, en marche cou-

rante, de produits à haute teneur en fer et très appréciés par les usines étrangères.



Fig. 16. — Carte donnant la situation des gisements phosphoreux de la Suède centrale.

Il ne sera donc sans intérêt, pour compléter les études que nous avons faites en 1908 sur la Laponie, et que les chapitres précédents ont remises au point, de passer en revue rapidement les caractéristiques des divers gisements phosphoreux du Centre, en insistant plus particulièrement sur celui de Grängesberg (*) qui, tant par sa pro-

(*) On trouvera dans un article des *Jernkontorets Annaler* de 1907 un article de M. Hedberg, ingénieur aux mines de Grängesberg, auquel on devra se reporter pour tous renseignements historiques sur le gisement ; cet article, intitulé *Grängesberg*, contient aussi une foule de renseigne-

duction que par ses ressources, est de beaucoup le plus important.

GRÄNGESBERG.

Le gisement de Grängesberg (Pl. III) est non seulement le plus important de tous les gisements de minerais de fer phosphoreux, mais encore de tous autres de la Suède centrale, quelle que soit la nature de leurs minerais; tandis qu'aucun autre gite de la même région, en effet, n'atteint 200.000 tonnes d'extraction annuelle, on exploite à Grängesberg, et cela dans les Rigsberfältet, Ostra et Västra Ormbergfältet, Lombergfältet et Exporfältet, qui en constituent les parties élémentaires, des quantités qui se sont élevées pour les onze dernières années à :

1900	671.860	tonnes.
1901	670.246	—
1902	605.973	—
1903	714.383	—
1904	730.956	—
1905	777.776	—
1906	752.188	—
1907	766.879	—
1908	715.308	—
1909	558.246	—
1910	777.787	—

Les diminutions qu'on constate dans ce tableau tiennent à plusieurs causes : d'abord pour 1907 et 1908 à la crise industrielle qui sévit durement en Allemagne et qui diminua les demandes de minerai; ensuite, pour l'année 1909, à la grève qui dura d'août à octobre et paralysa complète-

ments très intéressants à tous autres points de vue, où nous ne nous sommes pas fait faute de puiser. M. Hedberg, qui fait autorité en Suède, pour tout ce qui se rapporte à Grängesberg, a bien voulu, d'ailleurs, nous indiquer un certain nombre de faits nouveaux, et nous aider puissamment dans notre étude, ce dont nous lui sommes particulièrement reconnaissants.

ment les travaux ; il faut aussi remarquer que depuis 1908 sont venues influencer l'augmentation de l'extraction les restrictions apportées par le traité passé en 1907 entre l'Etat suédois et la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelosund qui, comme on le sait, avait trusté les trois plus grands gisements suédois, ceux de Gellivare, de Kirunavara et de Grängesberg. D'après ce traité, et jusqu'en 1917 inclus, on ne peut exporter plus de 650.000 tonnes annuelles de Grängesberg ; à partir de 1918, ce chiffre sera même ramené à 450.000 tonnes ; or, dès 1907, l'exportation avait atteint 640.889 tonnes.

Les mines de Grängesberg, qui avaient souscrit à ces engagements, pour satisfaire au désir du gouvernement de réserver autant que possible les minerais du Centre de la Suède à la consommation nationale, n'ont pu encore trouver dans un accroissement de cette consommation les moyens de pousser leur extraction au delà des chiffres de 1905-1907. On ne produit, en effet, aujourd'hui, de fontes très phosphoreuses comme celle que l'on peut obtenir par le traitement des minerais de l'Exportfältet (qui, à lui seul, donne 90 p. 100 de l'extraction de Grängesberg), que dans deux usines, celle de Domnarfvet et de Bångbro ayant hauts fourneaux et convertisseurs pour acier Thomas. Or la production de cette qualité d'acier n'a pas paru jusqu'ici se développer beaucoup ; les statistiques donnent en effet pour les productions d'acier Thomas, en lingots, et pour les neuf années 1901-1909 :

1901	32.488	tonnes.
1902	30.037	—
1903	35.870	—
1904	35.501	—
1905	31.884	—
1906	42.126	—
1907	37.399	—
1908	42.723	—
1909	34.325	—

soit une quantité moyenne annuelle de 35.820 tonnes, correspondant à environ 40.000 tonnes de fonte utilisée et 60.000 à 70.000 tonnes de minerai passés, donc des nombres relativement faibles. Le développement que paraît devoir prendre à Domnarfvet la fabrication électrique de la fonte, au moyen du courant produit dans d'économiques centrales hydro-électriques pourra accroître dans une notable mesure la consommation de cette usine en minerais de Grängesberg ; c'est à Domnarfvet, du reste, que l'on obtient déjà la presque totalité de l'acier Thomas suédois, puisque sur 42.723 tonnes de lingots en 1908, 37.424 en proviennent. Les consommations des deux usines de Domnarfvet et de Bångbro en 1910 ont été d'ailleurs de 79.828 et 11.660 tonnes, au total 91.488, en légère augmentation sur les années précédentes ; une partie de minerai était utilisée dans des fours Martin basiques.

Situation géographique. — Les gisements de Grängesberg (Pl. III) sont situés sur les deux provinces d'Orebro et de Kopparberg et respectivement dans les deux cercles de Ljusnarsberg et Grängarde ; ils font partie d'une zone minéralisée qui s'étend plus au Nord dans la direction de Ludvika et comprend en particulier la mine de Blötberg sur laquelle nous aurons l'occasion de revenir.

La région de Grängesberg est desservie par deux lignes de chemins de fer : la première, qui ne présente aucun intérêt pour l'exportation, appartient au Bergslagernas Järnväg ; elle relie Falun à Göteborg (Gothenbourg) et constitue une des plus grandes artères commerciales de la Suède ; elle a transporté, en 1910, 130.581 tonnes de minerai de Grängesberg à destination d'usines suédoises consommatrices. La seconde est celle qui va de Frövi à Ludvika et, par les réseaux également affermés par la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund, d'Oxelösund-Flen-Vestmanland et d'Orebro-Köping, assure les commu-

nications avec le port d'embarquement d'Oxelösund sur la Baltique ; tous les minerais exportés provenant de la région du Grängesberg ou des régions minières voisines, comme celle de Blötberget, l'empruntent et lui donnent un trafic des plus importants.

La ou plutôt les traînées de lentilles proprement dites de Grängesberg sont dirigées sensiblement N.-N.-E. et sont réparties dans une zone d'une longueur d'environ 4.400 mètres et d'une largeur de 400. On peut y distinguer quatre groupes principaux de gisements : le plus au Sud est celui de Lomberg, situé entre les trois lacs dénommés Lomtjärn, Jan Mattsdam et Ormbergstjärn ; il donne de faibles quantités de minerais variant en années normales entre 3 et 25.000 tonnes par an. Plus au Nord sont les minerais d'Ormberg, divisé en Västra et Ostra Ormbergfältet (gisements d'Ormberg O. et E.) ; l'extraction, un peu plus notable, se tient entre 40 et 50.000 tonnes annuelles. Vient ensuite la série des grandes lentilles constituant l'Exportfältet, ainsi dénommée parce que ses minerais sont presque totalement exportés, divisés en Södra et Norra Grängesberg (Grängesberg Sud et Nord), série à laquelle on peut adjoindre le Strandbergfältet ; on y obtient les 90 centièmes de la production du district, soit de 500 à 715.000 tonnes par an en ces dix dernières années. Il ne reste plus à nommer, pour terminer l'énumération, que le gîte de Risberg, tout au Nord, avec une production très variable suivant les années, mais ne dépassant pas 25.000 tonnes.

Sociétés concessionnaires. — Les concessions établies sur le gisement total de Grängesberg sont au nombre de 109 avec une surface globale de 240^{ha},75. Un certain nombre ont été accordées avant la loi de 1884 et permettent, par suite, de suivre le gîte en profondeur sans s'occuper de rester à l'intérieur des plans verticaux menés par les li-

mites superficielles desdites concessions. Les principales sociétés auxquelles appartiennent ces domaines sont les suivantes : la Grängesberg Grufveaktiebolag (Société des Mines de Grängesberg), dont les propriétés ont été affermées par la Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund (Société de transports Grängesberg-Oxelösund, en abrégé T. G. O.), et comprennent tout le Strandbergfältet, la plus grande partie de Norra Grängesberg et le Nord de Södra Grängesberg ; la Stora Kopparbergs Bergslags Aktiebolag (Société minière de grande Kopparberg), puissante compagnie qui exploite les usines sidérurgiques de Domnarfvet et les mines de cuivre de Falun, et qui est la plus ancienne société suédoise (son origine remonte à l'an 1225), avec la plus grande partie de Risberg et Ostra Ormberg, une part importante de Södra Grängesberg, une moins grande dans Norra Grängesberg et Västra Ormberg ; la Grufveaktiebolag Lomberget (Société minière de Lomberg), avec la totalité du gisement de Lomberg, cette dernière société dépendant des grandes usines de Sandviken, Degerfors, etc. ; la Västra Ormbergs Grufveaktiebolag (Société minière de l'Ouest d'Ormberg), avec la moitié Sud de Västra Ormberg (y sont intéressées : Sandviken et plusieurs autres usines suédoises).

D'autres concessions isolées appartiennent à la Gravendal Aktiebolag (Société de Gravendal, avec fours du Lancashire et laminoirs à Gravendal), à la Nyhammar Bruks Aktiebolag (Société des Forges de Nyhammar, avec hauts fourneaux, fours du Lancashire, laminoirs et ateliers de construction à Nyhammar), à la Kungsgrufve Aktiebolag (Société minière de la mine du Roi, qui dépend des usines de Sandviken, Hofors et Forsbacka, trois des plus importantes de la Suède) et à quelques autres ; mais aucune de ces dernières concessions n'est aujourd'hui en exploitation.

La part de la Grängesberg Grufveaktiebolag correspond

à elle seule à 90 p. 100 environ de l'extraction actuelle. L'exploitation se fait dans toutes les concessions sous une direction unique, celle de la Grängesberg Gemensamma Forvältning (Direction commune des mines de Grängesberg).

Situation géologique. — Les gisements de Grängesberg ont été décrits, au point de vue géologique, dans les *Annales des Mines* (1903, 7e livraison, p. 144 à 154), par M. l'Ingénieur en chef des mines de Launay. Depuis ce travail ont paru sur le même sujet diverses études, dont, en particulier, une très complète et très développée de M. Harald Johansson, publiée en février 1910 dans le *Bulletin de la Société géologique de Suède* sous le titre : *Die Eisenerzführende Formation in der Gegend von Grängesberg*. En priant le lecteur de se reporter aux travaux de MM. de Launay et Johansson pour tous renseignements complémentaires, nous donnerons simplement ici quelques indications sommaires sur la situation géologique des gisements de Grängesberg.

Les diverses zones métallifères sont réparties dans une formation de roches dites granulites par les géologues suédois et qui sont, en réalité, ce que nous appelons des leptynites, leptynites comprises entre des gneiss à biotite et hornblende formant un puissant massif vers l'Est et des gneiss fins souvent amphibolitiques vers l'Ouest.

Les minerais sont fréquemment traversés par des filons de pegmatite passant en certains endroits à de simples filons de quartz sans que l'on puisse indiquer une direction générale de ces filons qui traversent en tous sens les masses minéralisées; un fait analogue se remarque à Gellivare.

Les lentilles de minerai, qui sont excessivement nombreuses (plusieurs centaines), sont de dimensions extrêmement variables, depuis celles n'ayant comme section horizontale que quelques mètres carrés jusqu'aux grandes

de l'Exportfältet, dont la surface utile dépasse 27.800 mètres carrés, comme à Norra Grängesberg. Les travaux, jadis exclusivement à ciel ouvert, maintenant aussi poussés souterrainement dans toutes les mines, ont permis de constater que la formation métallisée se poursuivait à de très grandes profondeurs (515 mètres dans Ormberg). Le pendage des lentilles est toujours très élevé ; il varie de 52 à 72° sur l'horizontale, suivant les points.

Les minerais, hématite (*) et magnétite prépondérante, séparés ou en mélange intime, sont toujours à haute teneur en fer et contiennent des proportions plus ou moins grandes de phosphore à l'état d'apatite, c'est-à-dire de phosphate de chaux ; cette apatite est ordinairement si intimement mélangée au minerai qu'on ne peut l'en distinguer à l'œil nu ; dans d'autres cas, au contraire, elle se sépare en grandes plages qui pourraient permettre aisément, avec intermédiaire d'un broyage, un triage magnétique enrichisseur ; ainsi à Norra Hammargrufvan.

En passant successivement et rapidement en revue les différentes parties du complexe de Grängesberg, nous indiquerons sommairement les caractéristiques des divers types de minerais.

Étude des différentes parties du gisement de Grängesberg. — I. LOMBERGFÄLTET. — Le gisement de Lomberg est celui qui est le plus au Sud de tous ; il forme la partie méridionale de la série des gisements que l'on pourrait appeler secondaires au point de vue de l'importance et dont les autres constituants sont ceux d'Ormberg et de Risberg. Si l'on envisage la situation géographique, c'est le seul qui ne soit pas dans la province de Kopparberg ; il appartient à celle d'Orebro.

(*) Nous avons conservé le nom hématite sous lequel on désigne dans tous les traités suédois le sesquioxyde cristallin de Grängesberg ou de Gellivare ; en réalité, le terme propre serait oligiste.

La production a été très irrégulière dans ce district; des arrêts assez fréquents ont eu lieu dans les travaux en particulier de 1895 à 1899; en 1910, l'extraction a été insignifiante. Au total, on estime que, depuis sa mise en valeur, on aurait retiré de Lomberg 500.000 tonnes, dont, d'après M. Hedberg, 423.219 de 1817 à fin 1909; pour les cinq dernières années, les deux mines précitées ont fourni en tonnes:

ANNÉES	TONNAGE BRUT extrait	MINERAI marchand trié à la mine	ENVOYÉ à la séparation
1906	32.069	18.094	2.784
1907	31.375	16.956	2.361
1908	31.339	12.248	10.709
1909	22.192	7.697	10.419
1910	4.283	668	2.725

L'atelier de séparation mécanique, dont nous parlerons plus loin, produisait en ces mêmes années, tant par le traitement de ce que les travaux actuels lui envoyaient que par le passage de minerais provenant de haldes anciennes, 5.862, 5.716, 6.013 et 5.813 tonnes, ce qui fait monter les chiffres totaux de Lomberg à 23.956, 22.672, 18.259 et 13.510 tonnes pour les années 1906-1909 : en 1910, l'atelier n'a pas fonctionné.

La teneur moyenne des minerais triés directement aux mines est, pour 1909, de 60,1 de fer et 0,098 de phosphore; pour ceux envoyés à la préparation mécanique, les mêmes chiffres sont de 43,9 et 0,100.

Ces minerais, qui sont composés, comme l'indiquent les analyses ci-après, d'un mélange de magnétite et d'hématite, cette dernière étant prédominante en bien des points, ne sont consommés que par des usines suédoises.

On distingue à Lomberg deux traînées de lentilles sensiblement parallèles et orientées toujours N.-N.-E., len-

tilles incluses dans des granulites du type dit de Lomberg (quartz, microcline et oligoclase, avec biotite et quelquefois muscovite); au contact des lentilles, la roche est plus ou moins imprégnée d'hématite schisteuse et de magnétite avec tendance à une séparation en bandes ou en lentilles élémentaires, des parties minéralisées.

Le groupe de l'Ouest n'est pas exploité à l'heure actuelle ; il s'étend sur une longueur de 1.500 mètres et a fourni des minerais où la teneur en phosphore ne montait pas au-dessus de 0,08 (ordinairement 0,03 à 0,08), avec une richesse en fer allant de 50 à 59 p. 100. La puissance des lentilles perpendiculairement aux épontes n'est le plus souvent que de 2 à 3 mètres, avec exceptionnellement 5 à 7 mètres dans celles de Hundbo et de Storbotten (Ivarrännan) ; leurs dimensions longitudinales ne dépassent pas quelques dizaines de mètres.

La seconde traînée est celle qui fournit toute l'extraction d'aujourd'hui dans ses deux quartiers de Spelgrufvan et de Angesgrufvan. Le minerai y tient en moyenne une proportion un peu plus forte de phosphore que dans la précédente (0,08 à 0,18), et les teneurs en fer varient de 53 à 62 p. 100. Les lentilles sont réparties sur une longueur de 1.000 mètres seulement et la profondeur la plus grande jusqu'à laquelle on ait reconnu le minerai dépasse 170 mètres; l'épaisseur atteint parfois 10 à 15 mètres; dans le groupe d'Angesgrufvan, certaines longueurs vont au delà de 30 mètres. Des analyses particulières seraient les suivantes :

	Angesgrufvan	Spelgrufvan
Fe^2O^3	15,59	26,83
Fe^3O^4	61,47	57,15
MnO	0,24	0,15
MgO	0,75	0,75
CaO	1,20	1,13
Al^2O^3	0,84	0,50
SiO^2	17,23	12,13
Fe	55,41	60,12
S	0,007	0,004
Ph	0,117	0,139

Un fait assez intéressant a été signalé par M. Johannson : on peut constater, en effet, une augmentation graduelle de la teneur en phosphore dans le gîte en allant vers le Nord ; on passe ainsi de quelques centièmes pour cent dans les mines du Sud à 0,1 à 0,2 p. 100 dans celles du Nord.

II. Ormbergsfältet. — Les différentes lentilles de ce second groupe ont été beaucoup plus activement exploitées que celles du précédent ; on estime, en effet, que, depuis leur mise en valeur jusqu'en 1910 inclus, on en a extrait 2.270.000 tonnes de produits, dont 2.197.226 depuis 1783, toujours d'après les chiffres recueillis par M. Hedberg. On répartit les gisements en deux groupes, ceux de Västra et d'Ostra Ormberg.

Au premier appartiennent les lentilles depuis Hogtidsgrufvan jusqu'à Skottgrufvan, disséminées sur une longueur de 700 mètres, avec des formations plus importantes comme celles de Grandlund (pendage sur l'horizontale 51 à 57°), de Pickgrufvan et de Morgrufvan. A Ostra Ormberg reviennent celles comprises entre les concessions Björnhyttegrufvan au Sud et Jakobina au Nord ; un groupe de plus grandes lentilles est à noter avec Björnhyttegrufvan, Bastugrufvan, Kittelngrufvan, Hastgrufvan et Laxbäckgrufvan.

Les roches en contact dérivent de deux types, le pre-

mier assez fréquent est la granulite de Lomberg, que nous avons signalée plus haut ; le second, qui paraît prédominant, serait analogue aux granulites de l'Exportfältet (granulite à plagioclases avec beaucoup de biotite). Le pendage des gîtes est de 51 à 57° ordinairement.

C'est ce gisement d'Ormberg qui donne les minerais les plus purs en phosphore de la région ; les teneurs extrêmes accusées par les analyses donnent 0,06 à 0,25 ; mais la plus grande partie de Västra Ormberg, dans ses zones exploitées, a donné seulement de 0,065 à 0,090 ; la teneur en fer reste élevée, allant de 58 à 63.

L'extraction se fait actuellement dans les trois mines de Granlund, Pickgrufvan et Morgrufvan ; deux puits inclinés servent à la sortie des minerais ; le plus au Sud est celui de Granlund, qui a environ 56° de pente sur l'horizontale, 560 mètres de longueur, soit 456 de profondeur mesurée suivant la verticale. Dans les travaux du puits Pick, les minerais sont tracés jusqu'à la cote 515, soit 630 mètres suivant le pendage.

	GRANDLUND ET PICKGRUFVAN		MORGRUFVAN		TOTAL de minerai
	Total extrait	Minerai	Total extrait	Minerai	
	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
1906	39.183	38.605 (*)	12.020	5.893	44.498
1907	43.682	38.940 (**)	13.896	6.997	45.937
1908	44.563	40.731 (***)	16.384	7.316	48.047
1909	37.228	31.849 (****)	14.017	7.800	39.649
1910	34.750	31.291 (*****)	15.938	10.025	41.316

(*) Dont un certain tonnage provenant de 6.600 tonnes de varpmalm traitées à l'atelier, au total 14.247 tonnes de produits venant dudit atelier.

(**) Dont un certain tonnage provenant de 5.500 tonnes de varpmalm traitées à l'atelier, au total 13.921 tonnes de produits venant dudit atelier.

(***) Dont un certain tonnage provenant de 5.352 tonnes de varpmalm traitées à l'atelier, au total 14.812 tonnes de produits venant dudit atelier.

(****) Dont un certain tonnage provenant de 3.927 tonnes de varpmalm traitées à l'atelier, au total 11.551 tonnes de produits venant dudit atelier.

(*****) Dont un certain tonnage provenant de 10.171 tonnes de varpmalm traitées à l'atelier, au total 12.116 tonnes de produits venant dudit atelier.

On a obtenu dans ces exploitations et dans les cinq dernières années tant directement par simple triage à la mine qu'après passage dans l'atelier de préparation mécanique les tonnages ci-dessus, les teneurs moyennes étant pour 1909 :

	Fe	Ph
Grandlund et Pickgrufvan......	62,8	0,072
Morgrufvan	62,7	0,084

Des analyses particulières sur cette partie de Gränges-berg seront les suivantes :

	LAXBÄCK		BJORNHYTTE	MOR	PICK	GRANDLUND
Fe^2O^3......	60,92	23,14	39,30	76,64	76,08	58,71
Fe^3O^4......	11.18	74.54	41,56	FeO (11,83)	FeO (9,68)	27,45
MnO........	0,05	0,60	tr.	0,03	0,03	0,05
MgO........	0,20	0,24	0.61	0,18	0,24	0,26
CaO.........	1,10	0,54	0,67	0,55	0,77	0,45
Al^2O^3......	1,63	1,04	1,80	2,34	2,72	1,82
SiO^2.......	12,20	11.00	15,40	8,95	11,22	10,83
Fe..........	59,40	61.80	56,39	62,85	60.78	60,98
S...........	—	—	0,045	0,013	0,005	0,011
Ph	0.13	0,121	0,121	0,096	0,079	0,078

III. Risbergfältet. — Le gisement de Risberg, avec lequel se terminent les gisements secondaires, comprend un très grand nombre de lentilles qui ont été divisées en plusieurs groupes, de par leur situation géographique, ceux de Myrberg, de Grangrufve, de Norra Hammar, de Slogberg et de Såggrufve.

Les deux premiers sont en somme sans importance, ils englobent les lentilles le plus à l'Ouest. A Myrberg (Apollo, Pickgrufvan, Formica et Fallgrufvan), on a des minerais un peu phosphoreux, mais qui n'ont jamais donné lieu à grande exploitation, à cause des faibles dimensions des lentilles.

Le groupe de Grangrufve comprend, de son côté, une grande et plusieurs petites lentilles où le minerai est un mélange de svartmalm (hématite et magnétite mêlées

avec magnétite prédominante) et d'hématite schisteuse ; la teneur en fer peut arriver à 56, et celle en phosphore oscille entre 0,25 et 0,50. Une analyse plus complète serait la suivante sur minerai de la grande lentille, la seule qui ait été exploitée, encore que d'une façon très réduite, dans les parties où son épaisseur atteignait 5 mètres.

Fe^2O^3	8,77
Fe^3O^4	68,86
MnO	0,06
MgO	2,38
CaO	1,86
Al^2O^3	0,73
SiO^2	16,72
Fe	51,87
Ph	0,271

A Norra Hammar, on a le fait intéressant de minerais à très haute proportion d'apatite, 27 à 43 p. 100, ce qui amène le phosphore entre 5 et 8 p. 100; corrélativement, les teneurs en fer sont relativement faibles. Des travaux d'exploitation ont été faits dans cette région jusqu'à une profondeur de 100 mètres où le gisement se coinçant ne permit plus la continuation de l'exploitation. La mine Fallgrufvan, un peu plus au Nord, avait aussi des teneurs élevées en phosphore (aux environs de 2,40 p. 100) :

	Norra Hammar	
Fe^2O^3	—	1,51
Fe^3O^4	48,44	56,13
FeO	1,07	—
MnO	0,28	0,19
MgO	1,89	1,07
CaO	20,12	18,48
Al^2O^3	0,20	tr.
SiO^2	14,98	9,98
Fe	35,91	41,90
Ph	5,12	5,41
S	tr.	tr.

Dans l'ensemble de Slogberg, qui s'étend sur une longueur de près de 1.400 mètres et qui est beaucoup plus important que les précédents gîtes, une trentaine de lentilles sont connues, dont l'une est celle d'hématite de Höga Visan exploitée par le puits du même nom (les travaux y vont jusqu'à la profondeur de 260 mètres). Des exploitations qui remontent à des temps plus éloignés ont été faites sur les lentilles de la ligne Buskgrufvan Räfvålabröttet; il en reste comme vestiges de grandes excavations à ciel ouvert, au fond aujourd'hui rempli d'eau, et qui se prolongent sur 200 mètres de longueur à peu près avec des ouvertures de 2 à 3 mètres seulement, les épontes étant retenues en certains points par des massifs de stérile séparant les lentilles les unes des autres, ou par des piliers de sécurité dans le minerai ; dans ces travaux, on a dépassé des profondeurs de 100 mètres.

Les minerais de Höga Visan tiennent de 58 à 62 de fer avec des proportions de phosphore relativement faibles, 0,09 à 0,25 p. 100 ; les quelques analyses suivantes se rapportent à cette mine :

Fe^2O^3	73,81	71,63	63,13
Fe^3O^4	—	—	23,95
MnO	0,05	0,02	0,11
MgO	0,55	1,32	0,36
CaO	1,04	2,95	1,12
Al^2O^3	2,06	2,11	2,07
SiO^2	11,55	10,80	8,20
Fe	59,70	58,30	61,53
S	0,012	0,007	0,016
Ph	0,174	0,195	0,192

Enfin, le dernier groupe, qui est le plus considérable, est celui de Såggrufvan ou de Mossgrufvan, du nom de son principal élément ; il y existe aussi un grand nombre de lentilles, plus d'une quarantaine ; des travaux assez importants de reconnaissance sont poussés à Mossgrufvan

depuis environ quatre ans, où la ou plutôt les lentilles du complexe prises simultanément ont conduit à un découvert ayant 120 mètres de long sur une largeur pouvant atteindre 25 et 30 mètres. On a dans tout ce groupe des minerais assez phosphoreux où le phosphore varie de 0,50 à 3 p. 100, tandis que le fer se maintient de 53 à 63 suivant les endroits; à Mossgrufvan plus particulièrement, la moyenne des produits de 1909 est de 61,2 de fer et de 1,01 de phosphore. Les plus belles lentilles ont jusqu'à 8 mètres de puissance, mais l'exploitation peut être facilitée par le fait qu'elles sont souvent rapprochées les unes des autres ; ainsi, à Såggrufvan, dont les lentilles s'étendent sur les trois concessions juxtaposées de Spannaren, de Pinngrufvan et de Grindgrufvan et arrivent à couvrir à la surface une longueur de 130 mètres, sur une largeur totale, intercalations comprises, de 40 mètres, dont 30 en minerai.

La roche prédominante aux épontes est la granulite type Exportfältet, avec aussi parfois de la granulite type Lomberg.

Le Risbergfältet, qui paraît avoir été un des plus anciennement exploités de la formation de Grängesberg, aurait donné, depuis ses origines, environ 675.000 tonnes dont 581.471 de 1783 à nos jours (fin 1910). En ces dernières années, la production a porté exclusivement sur les lentilles de Höga Visan et de Mossgrufvan ; le maximum d'extraction a été réalisé en 1907 et 1908, années où ont commencé les travaux sur Mossgrufvan; en 1909, une baisse sérieuse de la production a eu lieu tant du fait de la grève que de l'arrêt des travaux à Höga Visan.

	ROCHE ABATTUE	MINERAI	DONT D'HÖGA VISAN
	tonnes	tonnes	tonnes
1906	15.346	12.131	12.131
1907	35.607	24.160	15.209
1908	34.245	25.497	10.252
1909	7.131	5.458	—
1910	26.550	20.762	12.514

En 1907, 27 tonnes avaient été extraites également dans Bjorkgrufvan, tout au Nord-Est du groupe de Såggrufve.

IV. Exportfältet. — L'Exportfältet (Pl. IV) comprend en somme tous les gisements principaux de Grängesberg ; il doit son nom, comme nous l'avons dit, au fait qu'il fournit chaque année à l'exportation des tonnages considérables. Sa mise en exploitation paraît remonter au xviie siècle ; mais pendant longtemps on n'en tira que des quantités excessivement faibles de minerai à cause de la présence presque constante du phosphore en trop grandes proportions pour les moyens de la métallurgie du temps. Ce n'est qu'à partir de 1888, quand le procédé Thomas commença à être appliqué sur une large échelle, que les usines étrangères firent appel à des quantités importantes de ses minerais et que l'exploitation en devint plus active ; on eut alors, depuis cette date, en minerais marchands tant directement obtenus après simple triage à la mine ou à la sortie du puits qu'après passage, pour certaines catégories, dans l'atelier de préparation de Tybo, les tonnages suivants :

	Tonnes		Tonnes
1888	48.493	1900	615.798
1889	91.347	1901	600.139
1890	114.729	1902	549.393
1891	169.016	1903	639.968
1892	211.607	1904	665.992
1893	215.042	1905	708.159
1894	339.870	1906	675.321
1895	425.824	1907	674.118
1896	577.273	1908	623.505
1897	602.014	1909	499.629
1898	562.905	1910	714.899
1899	566.390		

soit au total 10.891.431 tonnes; si on rapproche ces chiffres recueillis par M. Hedberg de celui de 11,7 millions de tonnes donné comme représentant le tonnage total extrait de l'Exportfältet depuis ses origines, on voit qu'avant 1888 on n'aurait extrait qu'environ 820.000 tonnes (sur lesquelles, du reste, 707.000 de 1783 à 1887 inclus).

L'Exportfältet comprend trois lentilles principales ou groupes de lentilles, avec associés quelques autres petits gîtes sans importance, ce sont: Södra Grängesberg, Norra Grängesberg et Strandberg.

Södra Grängesberg forme une grande masse plus ou moins fréquemment traversée par des apophyses de granulite qui la découpent en une série de gîtes plus petits juxtaposés et exploités simultanément, avec également dans la partie du Nord quelques filons de pegmatite recoupant minerai et granulite. A l'Ouest, trois lentilles d'hématite schisteuse moins importantes et très allongées lui sont parallèles sur les concessions de Galthufvud, de Förening, de Norra Galtryggen et de Akergrufvan. Mais, tandis que ces derniers gîtes n'ont pour dimensions que des épaisseurs allant de 1 à 8 mètres sur des longueurs

respectivement de 110, 200 et 100 mètres (mesurées à la surface), l'ensemble de Södra Grängesberg seul, dans les mêmes conditions, couvre une longueur de 560 mètres avec des largeurs oscillant de 20 à 85, intercalations stériles comprises du reste.

On distingue quelquefois dans Södra Grängesberg deux parties, une au Nord, la moins puissante ou Storbotten, une autre au Sud, Södra Exportfältet, avec les quartiers Mossåker, Malingsbo et Bredsjöbrottet, séparés par une zone moins riche où la proportion de granulite est assez forte. Ces deux parties, exploitées jadis dans des découverts différents, ne forment maintenant plus qu'une seule grande excavation au jour et les minerais en exploitation souterraine sont aussi pris simultanément par le puits Müller.

Vient ensuite, en remontant vers le Nord, une passée de granulite d'environ 15 mètres de largeur qui sépare au jour les deux grands découverts voisins de Södra et Norra Grängesberg. Au delà se trouve ce dernier gisement, appelé aussi Skärningen ou Bergsbogrufvan. C'est un second complexe de lentilles sur 420 mètres de longueur et avec une épaisseur totale pouvant arriver à 90 mètres. Aucune lentille secondaire n'est à noter comme connexe. Lui fait suite, après deux intercalations stériles de 15 à 25 mètres comprenant le petit gîte de Gloppgrufvan, l'ensemble très allongé de Strandberg. Comme Södra Grängesberg, Skärningen est aussi traversé par des parties granulitiques et des filons de pegmatite.

Les roches encaissantes sont ordinairement des granulites ; au mur, on a presque toujours la granulite type de l'Exportfältet de couleur gris sombre, avec, à l'opposé de celle de Lomberg, prédominance de la potasse comme alcali au lieu de la soude; fréquemment, cette granulite contient de l'amphibole ; la roche du toit est, au contraire, de composition assez variable ; à côté de la granulite

de l'Exportfältet, riche en biotite, on a ainsi, par exemple, des roches non homogènes, comme des granulites contenant en inclusions des skarns à hornblende; le pendage des épontes varie de 65 à 72°, suivant les points de l'Exportfältet.

Nature des minerais. — Les minerais de Norra et de Södra Grängesberg se présentent sous des aspects un peu différents. Tandis que, dans le second de ces gisements, on n'a en tous points, que ce soit dans les concessions Lönfall, Bredsjöbrottet, Malingsbo, Mossåker ou Storbotten, que de la magnétite prépondérante mêlée à de l'apatite, on peut distinguer dans Norra Grängesberg et alors également dans toutes ses parties (Sjustjärnbrottet, Klenshyttebrottet, Timmergrufvan, Enkullgrufvan et Vafspolen) à la fois de l'hématite apatisée et de la magnétite également apatisée, la première se trouvant toujours au mur du gisement, la seconde au toit. La différenciation en quartiers de magnétite ou d'hématite se poursuit de façon continue en profondeur jusqu'au niveau de 150 mètres actuellement en exploitation ou de 190 en préparation.

La magnétite qui occupe ainsi tout Södra Grängesberg et environ la moitié de Skärningen contient en moyenne de 59 à 64 p. 100 de fer et 0,8 à 1,5 p. 100 de phosphore. En plusieurs points et en particulier très fréquemment près du toit, l'apatite et le minerai se séparent, et on a ainsi des morceaux présentant l'apparence, alors qu'ordinairement on ne peut dans le minerai distinguer à l'œil nu l'apatite, de stratifications alternantes de ces deux minéraux. L'hématite occupe, de son côté, le reste de Skärningen ; elle est ordinairement brillante avec toujours un peu de magnétite, et l'apatite peut s'y séparer parfois en petits cristaux grenus. La teneur est couramment de 60 à 63 p. 100 de fer et de 1,25 à 2 p. 100 de

phosphore, donc, pour ces deux éléments, un peu plus élevée que dans la magnétite. Le type ordinaire des minerais hématisés de Skärningen est souvent désigné sous le nom de Mellanbrott.

Deux variétés particulières se remarquent aussi; parfois la magnétite est cristallisée en gros octaèdres de plusieurs millimètres d'arête et se trouve enrobée dans une sorte de pâte d'hématite sans cohésion, ce qui fait que les minerais n'ont pas de résistance et tombent facilement en poussière (surtout dans Klenshytte et Sjustjärnbröttet). Dans l'autre variété, qui se rencontre dans la partie Nord, c'est, au contraire, l'hématite qui se trouve cristallisée en rhomboèdres brillants dans une masse de magnétite. Ces types de minerai se rencontrent surtout au contact des apophyses de pegmatite.

On remarque également toujours dans ce même gîte de Skärningen, mais alors dans la partie la plus septentrionale, des minerais montrant, à côté d'apatite, du quartz et du feldspath enrobés ; vers le Sud, il faut encore signaler, au contact de la granulite du mur et de l'hématite apatisée, un banc de minerais quartzeux écailleux, relativement à très faible teneur en phosphore (0,12 à 0,20), qui, plus loin, forment à quelque distance de Södra Grängesberg, dans la granulite, un gîte parallèle que nous avons déjà signalé et qui est alors nettement séparé du reste du minerai.

La formation de l'Exportfältet dans ses deux masses de Norra et Södra Grängesberg présente en quelques endroits des enclaves tapissées le plus souvent de cristaux de quartz, quelquefois de cristaux de calcite et de fluorine, exceptionnellement de blende, pyrite et chlorite. Une espèce de bitume remplit ces cavités, bitume dont une analyse donnée en 1875 par Helland fixait ainsi la composition : 8,32 à 8,50 d'hydrogène, 77,63 à 76,97 de carbone, 10,63 à 10,79 d'oxygène, 0,01 de soufre et

3,41 à 3,73 de cendres. On peut rapprocher cette indication de la présence constatée dans une des lentilles de Dannemora d'une sorte de soufflard débitant un gaz de composition : acide carbonique, 0,25 ; oxygène, 1,05 ; hydrogène, 7,50 ; méthane et carbures légers, 60,17 ; azote, 31,03.

L'Exportfältet se termine au Nord par le Strandberg, gîte qui a présenté la particularité d'avoir pu recevoir directement dans ses chantiers les wagons de chemin de fer ; le minerai y est une magnétite apatisée avec des proportions assez notables d'hématite ; il tient de 61 à 65 p. 100 de fer, de 0,7 à 1,3 p. 100 de phosphore. La longueur de Strandberg est de 150 mètres, sa largeur se tient en moyenne autour de 18 mètres, avec quelquefois renflement jusqu'à 40 mètres.

Quelques analyses de minerai plus complètes seront les suivantes :

	SÖDRA-EXPORTFÄLTET			NORRA-EXPORTFÄLTET			STRANDBERG	
	Bredsjö	Malingsbo	Storbotten	Sjüstjarn	Enkull	Klenshytte	Björk	Björk
Fe^2O^3.	—	—	—	60,23	72,58	68.18	—	26.00
Fe^3O^4.	86.54	84,10	87,46	26,39	15,65	25,15	87,83	63,28
FeO ..	0,32	0,85	0,01	—	—	—	0,13	—
MnO..	0,13	0,17	0,19	0,09	0,09	0,11	0,31	0,14
MgO..	1,69	1,59	1,17	1,14	0,11	0,56	1,31	1,41
CaO ..	3,50	3,80	4,32	4,10	5,00	3.00	2,80	3,38
Al^2O^3.	1,64	0,67	0,20	1,87	0,04	1,37	2,20	1,29
SiO^2..	4,82	4,95	3,66	3,64	3,91	1,41	3,54	2,76
Fe....	62,92	61,53	63,33	61,34	62,15	65,93	63,70	64,02
P	0,83	0,97	1,108	1,021	1,42	0,737	0,68	0,881
S.....	0,013	0,018	n. d.	tr.	n. d.	n. d.	tr.	0,016

Au point de vue des teneurs moyennes des minerais extraits dans l'ensemble de l'Exportfältet, la statistique officielle de 1909 donne pour cette année (produits directs ou de séparation mécanique) :

Tonnes		p. 100	p. 100
401.629	de svartmalm (magnétite prépondérante avec un peu d'hématite enrobée)...........................	62,3 Fe et	1,04 Ph.
97.581	d'hématite...........................	63,2 —	1,09 —
419	—	60,3 —	0,12 —

La maison Müller, de Rotterdam, le plus gros vendeur de minerais de Grängesberg, indique de son côté comme teneur moyenne de ses livraisons pour 1906, 1907, 1908 et 1909 :

	1906	1907	1908	1909
Fe	62,01	61,34	61,41	61,317
Ph	1,047	1,048	1,04	1,00
Mn	tr.	tr.	0,2	0,187
SiO^2	4,00	4,3	3,64	5,125
CaO	2,75	2,76	3,99	3,13
Al^2O^3	1,75	1,8	n. d.	1,148
H^2O	n. d.	0,54	0,329	0,26
S	n. d.	n. d.	n. d.	0,118
MgO	n. d.	n. d.	n. d.	0,73

Les proportions de la roche abattue et du minerai marchand étaient de leur côté les suivantes (travaux à ciel ouvert et travaux souterrains ensemble), toujours pour l'Exportfältet :

	ROCHE ABATTUE	MINERAI	MINERAI
	tonnes	tonnes	p. 100
1906	1.039.536	675.321	64,9
1907	1.078.543	674.118	62,5
1908	1.102.934	623.505	56,5
1909	904.442	499.629	55,2
1910	1.152.701	714.899	62,0

Ressources en minerai des gisements de Grängesberg. — Les observations faites sur le gisement de Grängesberg, et exposées par M. Nils Hedberg, dans son article des *Jernkontorets Annaler*, ont permis de se rendre compte

de la façon dont se comportaient en profondeur les différentes lentilles de la formation, et nous allons l'exposer d'après cet auteur (1907). Tout d'abord, au point de vue de l'extension possible des travaux d'exploitation au-dessous de la surface du sol, on peut remarquer que dans le groupe de Västra Ormberg, qui est celui qui est le mieux connu, deux mines, celles de Pickgrufvan et de Grandlundsgrufvan, avaient atteint (1907) des profondeurs de 438 et 350 mètres, suivant la verticale, ou, suivant les pentes, 500 et 425 (en 1910, on connaît le gisement de Västra Ormberg jusqu'à une profondeur de 515 mètres suivant la verticale). Des coupes horizontales à différents niveaux montrent que la section minéralisée croît d'abord avec la distance à la surface du sol, passe par un maximum (à 160 et 130 mètres pour les deux mines précédemment envisagées), et diminue ensuite assez régulièrement.

Dans l'Exportfältet, où les travaux de préparation des étages de l'exploitation souterraine n'ont pas, du reste, encore dépassé 190 mètres, une remarque analogue paraît pouvoir se faire; jusqu'aux environs de 110 mètres, il y aurait augmentation progressive de la surface utilisable, atteignant au total 6 à 8 p. 100 suivant les lentilles; (6,5 p. 100 à 110 mètres à Storbotten); après ce maximum, on aurait affaire à une diminution qui, par exemple pour le quartier de Malingsbo, serait déjà de 8 p. 100 sur le maximum pour la profondeur de 150 mètres.

En combinant ces indications avec celles que donnent d'autres mines du même district, M. Hedberg arrive à dire que l'on peut compter sur une profondeur d'exploitation d'environ 300 à 400 mètres en moyenne et que les lentilles auraient leur maximum de section horizontale entre 100 et 200 mètres au-dessous de la surface du sol. La diminution de 8 p. 100 entre 110 et 150 mètres, qui est une des plus considérables et qui se rapporte à Maling-

sbo, ne donnerait la terminaison de la lentille correspondante qu'à la profondeur totale de 610 mètres (*).

Ces premières indications exposées, il faut remarquer que la surface minéralisée ne correspond pas uniquement à des minerais marchands ; il y a aussi des passées stériles qu'il faut déduire dans les estimations ; ces passées peuvent faire 45 p. 100 du total de la roche abattue à Norra Hammar et seulement 14 p. 100 dans certains quartiers de Norra Grängesberg, avec, entre ces deux extrêmes, les nombres de 37 à 40 pour Lomberg, 38 à 40 pour les exploitations de Ormberg, 14 à 30 pour l'Exportfältet, 20 pour Höga Visan du Risbergfältet. En moyenne, M. Hedberg estime qu'on se tient certainement au voisinage, mais au-dessous de la réalité en comptant 80 p. 100 pour l'Exportfältet et 75 p. 100 pour l'ensemble comme pourcentage en minerai de la roche abattue dans les parties minéralisées du gîte.

Les surfaces minéralisées horizontales superficielles ont été, en définitive, estimées aux chiffres suivants : 54.600 mètres carrés pour l'Exportfältet, dont 27.800 pour Norra Grängesberg, 24.600 pour Södra Grängesberg, et le reste, soit 2.200, pour le Strandberg ; 10.500 pour l'ensemble de Risberg (200 pour le groupe de Myrberg, 250 pour celui de Grangrufve, 650 pour Norra Hammar, 2.300 pour Slogberg et 7.100 pour Såggrufve) ; 4.000 pour le Lombergfältet et 3.900 pour l'Ormbergfältet (2.300 Västra et 1.600 Ostra). Sur ce total de 72.800 mètres carrés, 12.000 seulement correspondent à des minerais pas ou peu phosphoreux ; le reste, soit 84 p. 100,

(*) En 1910, on a trouvé par des investigations souterraines que les gisements de Strandberg augmentent beaucoup en profondeur. La lentille élémentaire de Björkgrufvan avait au sol une puissance de 19 mètres et, à une profondeur de 150, on a eu 42 mètres ; les sections horizontales correspondantes minéralisées sont de 1.100 et 2.200 mètres carrés. Une autre lentille n'existant pas aux affleurements commence à la profondeur de 90 mètres et a une section utile de 1.340 mètres carrés à 150 mètres.

à des minerais phosphoreux principalement exportés.

Enfin, dernier point, le poids spécifique des minerais n'est pas constant, il varie même dans un même gîte suivant les proportions relatives plus ou moins grandes de la magnétite ou de l'hématite contenues ; les quelques chiffres suivants donnent les poids en kilogrammes au mètre cube pour quelques gisements :

Norra Grängesberg.	4.890	4.840	4.730	4.420
Södra Grängesberg..	4.780	4.760	4.510	
Ormberg..........	4.660	4.580	4.450	
Risberg...........	4.470			
Lomberg..........	4.100			

Les parties stériles, de leur côté, ont des densités variant de 2,57 à 3,16. La combinaison des minerais et du stérile permet ainsi d'assigner à la formation minéralisée générale et au mètre cube un poids moyen global de 4.050 kilogrammes avec, plus particulièrement pour l'Exportfältet, un poids un peu supérieur 4.150.

On arrive alors, en prenant les chiffres plus haut présentés de 72.800 mètres carrés pour la surface minéralisée, dont 54.600 pour l'Exportfältet, à considérer que chaque mètre d'approfondissement à partir de la surface, en supposant tout constant, correspondrait à 295.000 tonnes de roche minéralisée, dont 220.000 de minerai ; les chiffres pour l'Exportfältet seul seraient 224.000 et 179.000.

Si on admet maintenant que tous les gisements se prolongent sur 350 mètres au-dessous du niveau du sol, avec une diminution de 33 p. 100 de la section utile à ce niveau par rapport à celle superficielle, et en supposant cette diminution être progressive depuis la surface même, ce qui donne un grand coefficient de sécurité aux estimations, la quantité de minerai existante serait de 64 millions de tonnes, dont 52 pour l'Exportfältet. Si l'on poussait les

calculs de M. Hedberg en allant à 450 mètres; en réduisant alors la surface utilisable à 50 p. 100, on aurait respectivement 75 et 61 millions de tonnes environ. Sur le pied de l'extraction actuelle (750.000 tonnes) et en considérant que les chiffres précédents doivent être diminués des quantités déjà abattues en fin 1910 depuis l'origine des travaux (15.275.000 tonnes à peu près, dont 11.700.000 pour l'Exportfältet), ce qui ramène les réserves réelles à 48,7 et 40,3 millions pour le premier cas et à 59,7 et 49,3 pour le second, le gisement de Grängesberg pourrait fournir du minerai pendant 65 et 80 ans; la réduction des exportations à partir de 1918 augmenterait encore cette durée.

D'autres estimations plus récentes ont été faites depuis 1907 par M. Hedberg et le tableau ci-dessous, qui est extrait de l'ouvrage *The iron ore resources of the world* publié par les soins du Comité organisateur du XI[e] Congrès géologique international, tenu en 1910 à Stockholm, donne les chiffres suivants sur les ressources en minerai du même gisement de Grängesberg, mais alors estimées jusqu'à des profondeurs différentes suivant les lentilles (les profondeurs de la première colonne sont celles fin 1908) :

	PROFONDEUR MAXIMA d'exploitation ou de reconnaissances par sondage dans les lentilles du gisement	MINERAI extrait jusqu'en 1908 inclus	POURCENTAGE du minerai dans le gîte en poids	PROFONDEUR de calcul	MINERAI restant calculé
	mètres	tonnes	p. 100	mètres	tonnes
Norra Grängesberg	190		85	350	26.400.000
Södra Grängesberg	190	10.500.000	70	350	17.640.000
Strandberg	150		75	250	1.050.000
Ormbergfältet	470	2.230.000	70	350	882.000
Lombergfältet	92	500.000	60	250	200.000
Risbergfältet	256	650.000	60	250	4.120.000

On aurait alors comme quantités 50.292.000 tonnes,

dont 45.090.000 pour l'Exportfältet, chiffres qui, pour être comparés aux précédents, devraient être corrigés de la production de 1909 et de celle de 1910, ce qui les ramènerait à 48.957.000 et 43.873.000. Cette estimation donne des nombres un peu plus élevés que la première (si on remarque que certains gisements ne sont comptés que jusqu'à 250 mètres), mais peu différents en somme.

On peut considérer, en définitive, que les nombres précédents donnent dans des conditions très vraisemblables des minima de la contenance de Grängesberg. Les découvertes de 1910 au Strandberg, si elles se confirment en profondeur, pourraient augmenter beaucoup les ressources du gisement, qui en tout état de cause contient des tonnages très importants d'un minerai riche en fer.

Méthodes d'exploitation. — Dans les différentes parties du gisement de Grängesberg, on fait ou on a fait usage de diverses méthodes d'exploitation que nous allons successivement et rapidement passer en revue. Tout d'abord, la méthode qui fut longtemps la seule employée à l'Exportfältet, était celle de l'abatage du minerai à ciel ouvert par grands chantiers de 18 mètres de hauteur, puissants coups de dynamite pour détacher de grands panneaux dont les quartiers sont ensuite débités par petits coups de mine, et remontée du minerai ou de la roche abattue par des puits inclinés ou verticaux communiquant par galeries au stérile avec les chantiers (puits Malingsbo, Knut, Karl Johan, Warburg, etc.), quand la sortie ne pouvait se faire directement comme cela avait lieu au Strandberg. Les stériles au toit étaient aussi abattus par gradins et remontés alors par des sortes d'ascenseurs inclinés établis sur la pente de l'excavation.

Cette méthode a contre elle de nécessiter au toit des

abatages de stériles de plus en plus grands avec l'approfondissement, de façon à garantir la sécurité des ouvriers, et à pouvoir maintenir le travail à ciel ouvert. Il arrive une profondeur à partir de laquelle la proportion de découvert à enlever devient trop considérable et où, pour avoir un prix de revient possible, on doit passer à l'exploitation souterraine. Cette profondeur limite a été de 70 mètres en certains points dans Södra Grängesberg, et de 110 dans Norra. Il ne reste actuellement que des quantités relativement très faibles à prendre à ciel ouvert (environ 1.000.000 de tonnes).

Indiquons seulement au point de vue chronologique pour l'Exportfältet, que les premiers puits d'extraction pour les travaux à ciel ouvert datent, celui de Malingsbo pour le quartier de Malingsbo de 1895, ceux de Liljevalch, Vollrath et Cassel pour Skärningen de 1896, Warburg pour Storbotten de 1897, Knut pour Sjustjärnbröttet de 1897 également. Les grands puits pour les travaux souterrains de Müller et Karl Johan furent commencés en 1897 et 1898.

Les méthodes principales d'exploitation souterraine qui prendront de plus en plus d'importance relative au point de vue de l'extraction sont au nombre de trois : celle du magasin avec prise du gisement longitudinalement dans le cas de faible puissance des lentilles, transversalement si les dimensions transversales du gîte deviennent trop grandes, et celle par tranches horizontales avec éboulement (ou *rasbrytning*) pour la reprise de certaines parties entre les magasins.

Méthode du magasin longitudinal. — A une des extrémités de la lentille à prendre, on creuse dans le stérile, mais à peu de distance du gîte, un puits incliné ou vertical. A différents niveaux, en partent des galeries qui pénètrent dans la formation minéralisée et la suivent horizontalement dans le sens de sa longueur ; la galerie, à

chaque niveau dans le minerai, est soigneusement boisée avec cadres très rapprochés et palplanches ; des trappes sont installées de distance en distance au plafond ou sur les parements. On abat ensuite au-dessus de la galerie le minerai sur toute la section en remontant vers l'étage supérieur et en n'en laissant charger sur wagonnets par les trappes que la quantité suffisante pour que les ouvriers travaillant sur le minerai abattu puissent facilement placer leurs coups de mine au plafond (hauteur libre, 2 mètres en moyenne). On continue ainsi jusqu'à arriver à environ 4 mètres de la sole de la galerie supérieure ; le travail est alors terminé dans la tranche, et on sort par les trappes inférieures tout le minerai abattu et contenu entre les épontes de la lentille dans le grand réservoir-magasin. Les galeries-trappes sont à des distances verticales variables, souvent 60 mètres, et on arrive dans ce dernier cas à ne laisser que 7 p. 100 au total de minerai dans le gîte. Des éboulements du toit remplissent bientôt par le foisonnement les vides créés. La circulation du personnel, l'aérage et le passage des canalisations d'air comprimé pour les perforatrices sont assurés par une ou deux cheminées en bout, ménagées dans les remblais ou le minerai vierge et boisées.

Méthode du magasin transversal. — Cette méthode est celle qui est utilisée dans l'Exportfältet. Nous avons eu l'occasion de l'indiquer à propos de Gellivare ; nous ne la décrirons ici que sommairement, pour en montrer les particularités, et pour Södra Grängesberg seulement.

Du nouveau puits Müller qui, creusé au toit de l'amas, a été placé de façon à ne le rencontrer qu'à une profondeur verticale de 600 mètres, part, à chaque niveau d'exploitation, une galerie de roulage qui, à peu de distance du gîte, débouche dans une galerie sensiblement perpendiculaire, qui suit dans le stérile, et à quelques mètres de distance, la trace du toit de la formation à ce niveau.

De cette galerie de direction et à des distances respectives de 18 à 20 mètres, sont creusées des transversales de 2 × 2 mètres de section jusqu'au minerai et de 8 à 10 de large pour 5 de haut, au contraire, dans la formation qu'elles traversent perpendiculairement aux épontes et sur toute sa largeur, soit ici, au maximum, sur 80 mètres. On prépare ensuite dans l'axe de cette chambre une galerie très sérieusement boisée (car elle doit durer tout le temps de la prise du quartier correspondant), avec revêtement complet aux parements et au plafond, et avec, de distance en distance, entre les cadres, des trappes pour la sortie du minerai abattu ; tout le long de la galerie et de part et d'autre, on crée avec du remblai ou du minerai abattu deux plans inclinés vers l'intérieur de la galerie, plans que l'on peut recouvrir de planches jointives et sur lesquels le minerai glissera vers les trappes. Cela fait, le travail d'abatage et d'évacuation se poursuit entre les deux plans verticaux latéraux de la chambre initiale, plans distants de 8 à 10 mètres, et on remonte ainsi jusqu'au niveau supérieur.

Un premier étage d'exploitation souterraine à 110 mètres a pu être poursuivi jusqu'au jour, c'est-à-dire au niveau minimum de 70 mètres à ciel ouvert ; pour les étages inférieurs distants verticalement de 40 mètres, on devra laisser un pilier de protection supérieur, vraisemblablement de quelques mètres. Un étage est actuellement en préparation à la profondeur de 190. — Dans Norra Grängesberg, l'exploitation par magasin ne commence qu'au niveau 150, à cause d'un découvert plus profond.

Il est évident que l'on ne pourrait se contenter de ce simple procédé, car, après la prise de ces chambres, il resterait, entre les chambres, des piliers de 8 à 10 mètres de largeur de minerai que l'on ne peut songer à perdre. Nous verrons plus loin le procédé employé dans ce but. Mais, de suite, nous pouvons remarquer qu'une cause de

dépenses très grandes dans la méthode du magasin réside dans l'emploi des revêtements en bois des galeries collectrices de minerai. On a proposé, pour les éviter, plusieurs systèmes que nous avons déjà indiqués en étudiant le procédé à Tingvallskulle, dans Gellivare. Le premier consiste à ne pas avoir une seule galerie par magasin, mais à en avoir deux que l'on trace dans le minerai des piliers de protection, en réalisant pour la sortie facile du minerai un dièdre recouvert ou non de bois dans l'axe de la chambre d'abatage; le second ne comporte qu'une seule galerie dans l'axe de la chambre, galerie taillée alors en plein minerai, avec, de distance en distance et de part et d'autre alternativement, des cheminées latérales, fermées en temps normal par des trappes et formant communication avec le magasin d'abatage dont la base est située à 5 à 6 mètres au-dessus; ce dernier procédé augmente un peu le minerai laissé en place et, dans les conditions précédentes, on n'extraierait environ en magasin que 46 p. 100 contre 52 p. 100 du procédé actuel (à 18 mètres de distance et 10 mètres de chambre et 3 mètres de stot supérieur de protection).

A propos de la méthode du magasin, nous indiquerons ci-dessous, d'après un article de M. Malm, ingénieur à Grängesberg, paru dans le *Blad for Berhshanteringens Vanner inom Orebro Län* (feuille pour les intéressés aux usines et à l'exploitation des mines dans la province d'Orebro, 1909, 2e livraison), un certain nombre de prix de revient exacts, par tonne de roche obtenue (minerai et stérile), dans la méthode, telle qu'elle est appliquée transversalement dans l'Exportfältet, ou longitudinalement, dans Västra Ormberg ou dans Spelgrufvan.

Trois périodes sont considérées dans le prix pour l'Exportfältet : la première (I) comprend la période de préparation de la galerie de base ou de la chambre de base; la seconde (II), le travail d'abatage, avec sortie

réduite du minerai, 60 à 70 p. 100 restant comme remblai provisoire ; la troisième (III), le vidage de la chambre [les chiffres ne comportent ni frais de surveillance ni frais de galeries d'accès du puits aux magasins, autres que la petite galerie particulière à chaque magasin, à partir de la parallèle dans le stérile ; ils ne comprennent aussi ni frais d'air comprimé, ni frais de lumière électrique, ni transport au puits en dehors du roulage à main jusqu'aux voies à traction électrique, ni frais de matériel (perforatrices, acier à fleurets)] ; ce ne sont donc que des frais directs d'abatage dans le magasin et d'évacuation des produits :

I. — EXPORTFÄLTET.

	I		II		III		TOTAL sur 85.400 t.
		Par tonne		Par tonne		Par tonne	Par tonne
1. Tonnage correspondant..	10.796 t.		25.854 t.		48.750 t.		
2. Abatage en chambre....	5.351^{kr},75	0,496	17.319^{kr},87	0,670	10.885^{kr}	0,223	0,390
3. Explosifs...............	1.931 ,20	0,179	11.126 ,19	0,430	3.200	0,066	0,190
4. Galeries d'accès et de base et frais de service.....	2.415 ,87	0,224	537 ,50	0,021	—	—	0,035
5. Salaire des ouvriers boiseurs.................	1.547 ,58	0,143	1.681 ,18	0,065	—	—	0,035
6. Matériel de boisage.....	3.578 ,95	0,332	1.212 ,89	0,047	—	—	0,056
PRIX TOTAL PAR TONNE..		1,374		1,233		0,289	0,712

Dans la ligne 2 (abatage en chambre), interviennent les salaires pour le forage des trous, la réparation des fleurets, le chargement et le roulage jusqu'aux voies de la traction électrique, mais ne sont compris ni les salaires des contremaîtres, ni ceux des hommes du puits. La ligne 3 (explosifs) comprend les dépenses d'explosifs dans la roche en place, ou à débiter en plus petits morceaux, les amorces et la mèche pour l'abatage dans la chambre. La ligne 4 se rapporte aux frais de la petite galerie d'accès à la chambre précédemment indiquée et de la

galerie de base ; quant à la ligne 6 (matériel de boisage), elle comporte outre le bois nécessaire, les fournitures diverses nécessitées pour ce travail.

Les différences de prix s'expliquent facilement par la différence du travail dans chacune des trois périodes.

Un second exemple, avec une chambre plus petite, 36.090 tonnes au total réparties en 5.100, 10.953 et 20.037, donne un prix voisin et analogue, 0,693, avec, par périodes, 1,325, 1,223 et 0,243.

II. — VÄSTRA ORMBERG ET SPELGRUFVAN.

MAGASIN A	PICKGRUFVAN	GRANLUND	SPELGRUFVAN
Ayant donné	25.606 tonnes	16.520 tonnes	19.509 tonnes
Par tonne :			
Salaires d'exploitation	0,454	0,564	0,462
Explosifs	0,198	0,252	0,189
Galeries d'accès et de base	0,164	0,223	0,142
Boiseurs	0,023	0,018	0,037
Matériaux de boisage	0,050	0,037	0,068
PRIX TOTAL PAR TONNE	0,889	1,094	0,898

Le magasin considéré dans Spelgrufvan avait une largeur moyenne de 3m,40, une longueur de 46 mètres et une hauteur de 28 mètres. Une hauteur de 50 mètres abaisserait le coût de 9 à 10 öre, ce qui ramènerait aux environs de 0,80. Le magasin de Pickgrufvan avait 4 mètres de largeur et une section d'environ 180 à 200 mètres carrés ; à Grandlund, une largeur de 3,5 et une surface de 70 à 90 mètres carrés, horizontalement ; les hauteurs respectives étaient de 30 et 47 mètres.

Méthode par tranches horizontales et éboulements. — Dans les piliers qui restent entre les excavations des magasins, excavations qui peuvent être remblayées, en particulier par des matériaux jetés de la surface pour celles qui débouchent au jour ou qui se comblent par des

éboulements de leurs parois, on pratique le système suivant de reprise.

Au niveau inférieur et de la galerie de direction, on détache une galerie dans l'axe du pilier ; à partir de cette galerie et à peu près en son milieu, on fore en remontant un puits central qui servira à la circulation du personnel, à l'aérage, au passage des canalisations d'air comprimé et à l'évacuation des produits à la fois ; il est dans ce but divisé, en deux compartiments par un cloisonnement en bois. Ce puits est poussé jusqu'à 3 mètres au-dessous du niveau de roulage de l'excavation supérieure, et c'est à partir de lui que se prendront en descendant des sous-étages successivement distants de 5 mètres. Ces sous-étages sont exploités de la façon suivante : on commence par tracer à partir du puits une galerie longitudinale dans le pilier, donc parallèle à la galerie de base, et on revient en rabattant des deux extrémités et de part et d'autre, en abattant sur $3^m,50$ de hauteur, les $1^m,50$ supérieurs arrivant ensuite par éboulements qu'on provoque ou non par petits coups de mine. Une partie des remblais ou des éboulements du toit et des parois (ceux remplissant les magasins) peuvent venir avec le minerai ; de ce dernier, par suite, on peut perdre une certaine quantité qui s'y mêle ; mais on estime qu'en marche courante et avec la méthode simultanée du magasin, les pertes de minerai, c'est-à-dire les quantités de minerai que l'on ne pourra retirer de la mine, ne dépasseront pas 10 p. 100 du total. Cette méthode des éboulements (ou *caving system*), dont une variante est appliquée à Grängesberg, et qui paraît devoir se développer beaucoup en Suède pour l'exploitation normale de certains gisements, a été introduite en ce pays par M. Per Larrson, de Dalkarlsberg, à Dalkarlsberg et Klacka-Lerberg, à la suite d'études poursuivies en Amérique, en particulier dans les mines Chapin et Aragon du lac Supérieur.

Abatage du minerai. — La perforation des trous de mine se fait presque exclusivement, à Grängesberg, à l'air comprimé à 6 kilogrammes. Pour les grands coups qui détacheront des parties considérables de roche que l'on débitera ensuite en morceaux plus petits, on se sert de grandes perforatrices Ingersoll Rand ; deux hommes sont nécessaires pour le service de ces appareils. On utilise aussi en de nombreux points, en particulier dans le creusement des galeries ou des puits, une perforatrice un peu moins encombrante que l'on peut alors confier à un seul ouvrier : l'Atlas Rex, construite en Suède, ne pesant, sans le support, que 27 kilogrammes contre 98 pour la précédente.

Le débitage des blocs abattus par les grandes perforatrices se fait avec des marteaux, principalement du type Atlas Cyclop suédois, accessoirement des types étrangers : Little Jap (Ingersoll), Flottmann et Hardsocg. Les types courants du marteau Atlas Cyclop sont :

NUMÉRO	DIAMÈTRE du piston	COURSE	LONGUEUR du marteau	AIR FRAIS consommé par minute en m^3	POIDS en kgs
	mm	mm	mm		
4	32	70	395	0,95	7,7
6	28,4	70	455	0,8	9,5
32	32	127	535	1,15	13,5

L'air comprimé nécessaire au service de ces divers appareils est fourni par une série de quatre compresseurs pouvant aspirer ensemble 220 mètres cubes d'air frais au maximum et les amener à 6 kilogrammes, compresseurs installés dans les stations centrales, près du puits Müller ou du puits Karl Johan; les compresseurs sont américains, soit du type Ingersoll, soit du type de la Norberg Manufacturing C°.

Au point de vue de l'importance de la perforation dans

les travaux de Grängesberg, le tableau ci-dessous (Per Larson, *Teknisk Ugeblad*, 1910, n° 46) donnera des indications intéressantes pour la période 1905-1909, suivant les méthodes d'exploitation :

	EXPLOITATION A CIEL OUVERT EN GRADINS DANS LE		EXPLOITATION SOUTERRAINE
	Minerai	Stérile	Méthode du magasin
Abatage total de roche	2.365.913 t.	952.558 t.	1.756.755 t.
Minerai obtenu	1.408.061	28.930	1.042.255
Minerai en p. 100 de l'abatage	59,51	3,04	59,33
Mètres de trous forés à la main	1.369 m.	130 m.	189 m.
Nombre de trous forés à la main	1.225	168	243
Longueur moyenne du trou	$1^m,12$	$0^m,77$	$0^m,78$
Mètres de trous forés à la machine	126.743	58.016	257.457
Nombre de trous forés à la machine	42.942	20.027	97.206
Longueur moyenne du trou	$2^m,95$	$2^m,90$	$2^m,65$
Mètres forés pour débitage	81.097	28.284	82.984
Mètres totaux forés	209.209	86.430	340.630
Dynamite initiale	107.170 kg	49.148 kg	161.718 kg
— de débitage	30.987 —	7.631 —	67.388 —
Total de dynamite	138.157 —	56.779 —	129.106 —
Roche abattue par ouvrier-an	1.911 t.	1.939 t.	1.556 t.
Roche obtenue par mètre de forage en roche en place	18.470 kg	16.380 kg	6.820 kg
Roche obtenue par mètre total de forage	11.310 —	11.020 —	5.160 —
Rendement par kilogramme de dynamite en roche en place	22.080 —	19.380 —	10.860 —
Rendement par kilogramme de dynamite au total	17.120 —	16.780 —	7.670 —

Les frais directs (1908) de travail moyen dans les chantiers à ciel ouvert en minerai étaient de 59,2 öre ($82^c,5$) par tonne de roche ; dans ceux au stérile, de 69,7 öre ($96^c,9$) ; pour le magasin, de 76,3 öre (1 fr. 06). En comprenant les frais de transport, de matériaux, de force électrique, d'air comprimé, mais sans frais de grandes galeries d'accès au puits, on arriverait à 95,8, 113 et 180,3 öre respectivement, soit 1 fr. 33, 1 fr. 57 et 2 fr. 51.

Extraction souterraine dans l'Exportfältet. — L'extraction souterraine est concentrée pour Södra Grängesberg au puits Müller équipé électriquement ; le puits Karl

Johan va être incessamment muni d'une installation analogue pour le service de Norra Grängesberg.

Au puits Müller et à l'étage normal d'extraction actuel de 150 mètres, les wagonnets de transport du minerai à voie de 750 millimètres, d'un poids mort de 1.300 kilogrammes et d'une contenance de 3.500 à 2.500 kilogrammes, suivant la proportion plus ou moins grande de stérile, sont remorqués par des locomotives électriques de 7 tonnes de tare, de 40 chevaux de force, recevant le courant continu à 500 volts par trolley. La force de traction aux crochets d'attelage est de 1.300 kilogrammes et les trains de dix wagons pleins peuvent être remorqués à la vitesse de 10 kilomètres à l'heure : les vides le sont à celle de 18.

Les résultats économiques de cette traction électrique sont donnés par les chiffres suivants pour une année de 258.000 tonnes et une distance moyenne de traction de 345 mètres, ce qui correspondait à 89.010 tonnes-kilomètre; les frais, sans intérêts ni amortissements, se sont élevés à 13.800 couronnes, soit par tonne de minerai 5,33 öre et par tonne-kilomètre 15,5. Les 5,33 öre se divisaient en 1,88 pour salaires des ouvriers, mécaniciens de locomotive ou accrocheurs, 2,76 pour consommation de courant et 0,69 pour réparations ordinaires; les 15,5 öre en 5,5; 8 et 2 environ.

Les wagonnets ont une de leurs parois latérales mobile autour de son côté supérieur horizontal de façon qu'arrivés près de la recette du puits on puisse, par soulèvement (au moyen d'un appareil hydraulique) de leur caisse du côté opposé, en déverser le contenu dans une trémie. Le déclenchement des parois latérales est automatique ; la seule manœuvre à faire est celle du soulèvement de la caisse.

Le contenu de la trémie se rend alors dans une benne ou skip suspendue à un cadre fixé au câble d'extraction,

benne capable au maximum de $7^t,5$, soit de deux wagonnets environ. A l'arrivée au jour, deux galets fixés à la benne suivent des coulisseaux qui effectuent le déversement de son contenu sur les grilles initiales de l'installation de triage.

La machine d'extraction est électrique; elle est située à une assez grande distance du puits, une centaine de mètres, ce qui, joint au fait que l'axe du puits ne coïncide pas exactement avec celui du moteur de la centrale, nécessite un renvoi des câbles par poulies inclinées. Le chevalement, du poids de 200 tonnes, est très haut, l'axe des molettes étant à 40 mètres au-dessus du sol, de façon que l'atelier de triage où le déversement des bennes se fait à 25 mètres de hauteur ainsi que les trémies de chargement du minerai sur wagon de chemin de fer trouvent leur place. La machine d'extraction est à deux tambours tronconiques actionnés chacun par un moteur de 450 chevaux à 500 volts continus, recevant du courant produit par la transformation du triphasé d'alimentation de la centrale et avec batteries de 243 accumulateurs-tampons d'une capacité de 600 ampères-heures, essayés du reste à 936. Les deux moteurs du treuil d'extraction peuvent être accouplés en série ou en parallèle, ce qui permet de réaliser des vitesses de remontée de 3 et de 6 mètres par seconde.

L'extraction actuelle du niveau 150 se fait à la vitesse de 3 mètres à la seconde ; une cordée complète nécessite 90 secondes, dont 30 pour la manœuvre et le remplissage de la benne à la recette du fond. On peut ainsi arriver à une extraction horaire de 240 tonnes en comptant les bennes à une moyenne de 6 tonnes, soit, pour les 6 heures de marche réduite intensive par poste de huit heures, possibilité de remonter 1.440 tonnes.

Toute l'installation est du reste prévue pour pouvoir assurer l'extraction aux divers étages inférieurs à celui

de 150 mètres, jusqu'à une profondeur maximum de 600 mètres, à laquelle le puits Müller rencontrerait l'amas supposé prolongé avec son pendage actuellement connu. A cette dernière profondeur, la vitesse de remontée serait de 6 mètres par seconde ; les bennes seraient d'une contenance utile de 10 tonnes et, avec une cordée de 150 secondes on arriverait à réaliser la même capacité de production horaire de 240 tonnes.

Le puits Müller sert aussi à la descente du personnel et aux divers transports de matériel nécessaire au service de la mine. Pour cela il est divisé en trois compartiments, le premier pour la circulation des bennes précédentes, un second pour des cages à un étage pour le service du personnel et accessoirement pour celui de l'étage en préparation 190 (extraction et personnel), et un troisième pour la descente des bois. On comprend que ceci nécessite des dimensions considérables pour la section du puits ; ce dernier mesure 10 mètres sur 3 mètres, soit 30 mètres carrés de section.

Ateliers de triage et de préparation mécanique. — Les roches extraites dans les diverses parties du gisement de Grängesberg contiennent des proportions plus ou moins variables de minerai et de stérile qu'il faut trier avant livraison aux consommateurs. Ce triage se faisait assez facilement pour les morceaux au-dessus de 50 millimètres aux chantiers d'abatage quand ces derniers étaient à ciel ouvert. La nécessité de trier les menus, le développement des travaux souterrains et surtout l'application sur une vaste échelle de la méthode du magasin, qui ne permet pas une séparation au chantier, a conduit à des installations de triage au jour qui se sont de plus en plus perfectionnées. Le caractère des minerais de contenir de la magnétite et de l'hématite suivant les lentilles et souvent dans une même lentille a nécessité de son côté des pro-

cédés un peu compliqués pour les menus. Nous passerons rapidement en revue les diverses installations de préparation, dont la plus importante est celle de Tybo pour l'Exportfältet et dont deux, moins considérables, sont celles de Lomberg et d'Ormberg.

A Tybo, sont traités non seulement les menus provenant de l'atelier très simple de triage annexé au puits Müller, mais encore les minerais provenant des travaux souterrains de Norra Grängesberg, encore peu développés d'ailleurs, ou d'autres exploitations, et les résidus de vieilles haldes non complètement triés par les anciens exploitants.

Le triage préliminaire du puits Müller est simple : le minerai tombe de la benne sur une série de grilles qui éliminent le menu au-dessous de 50 millimètres envoyé à des trémies collectrices A ; le gros au-dessus de 400 passe après concassage à la main avec les 400-150 dans un broyeur Gates, tandis que les 150-50 sont envoyés directement sur des courroies transporteuses où l'on sépare à la main le stérile de la magnétite et de l'hématite, ces dernières étant dirigées vers les trémies B de chargement sur les grands wagons de chemin de fer. — Les parties broyées dans le concasseur sont séparées, à sa sortie, des menus allant aux trémies A ; ce qui est au-dessus de 150 va sur les tables de triage de cette catégorie et le 150-50 passe sur un séparateur magnétique Wenström qui envoie d'un côté la magnétite, de l'autre l'hématite et le stérile qui sont triés sur une courroie transporteuse spéciale.

Les minerais marchands obtenus dans ces diverses opérations se rendent aux trémies B, juxtaposées au nombre de trois, sous lesquelles viennent se charger les wagons d'expédition à la clientèle ; les menus et stériles vont dans trois trémies parallèles A, d'où, sur wagons à voie normale, on les envoie, soit à Tybo, soit aux

dépôts de remblais. Chacune de ces trémies peut contenir 150 tonnes de minerai ou 100 de stérile.

Tout l'atelier, broyeurs, courroies transporteuses, etc., est actionné électriquement. Le développement des travaux souterrains a d'ailleurs conduit à créer un nouvel atelier semblable, symétriquement disposé par rapport à l'axe du puits et qui va être incessamment mis en marche.

L'installation de Tybo, qui reçoit une partie des produits de l'installation précédente, est déjà assez ancienne ; elle fut construite en 1896-1897 et commença à fonctionner en juin de cette dernière année ; au début, la méthode de travail était simple ; elle a subi depuis de notables perfectionnements qui en ont compliqué le fonctionnement, mais en ont amélioré le rendement.

Les minerais provenant soit des travaux en cours, soit des stocks, étaient au début, après triage à la main ayant pour but de séparer de la masse les gros morceaux de minerai ou de stérile, amenés à l'atelier de Tybo sur une grille à barreaux espacés de 60 millimètres qui faisait deux catégories : le plus gros au-dessus de 60 subissait un triage à la main ; quant aux autres parties, elles étaient divisées en trois classes : de 60 à 12, de 12 à 5 et au-dessous de 5 ; cette dernière était simplement recueillie dans des bassins sans aucune autre préparation. Les 60-12 passaient dans un trommel qui en faisait un classement secondaire en 60-31 et 31-12. Un séparateur Wenström, sans courant d'eau, donnait avec les 60-31 du minerai magnétique, d'une part, de l'autre, des produits non magnétiques qui passaient à un nouveau triage à la main, d'où obtention de stérile et de minerai hématisé. Quant aux 31-12, ils étaient réunis avec les 12-5 et envoyés à un séparateur magnétique Wenström à courant d'eau, qui séparait les minerais magnétisés et un produit non magnétique contenant une certaine proportion

d'hématite, mais qui pourtant n'était pas traité plus avant. On passait par jour avec un seul poste de travail 350 tonnes de brut qui donnaient environ 200 tonnes de minerai et 40 tonnes de menus, ces derniers correspondant à la catégorie 0-5. En 1898, l'installation fut doublée par un atelier parallèle et identique.

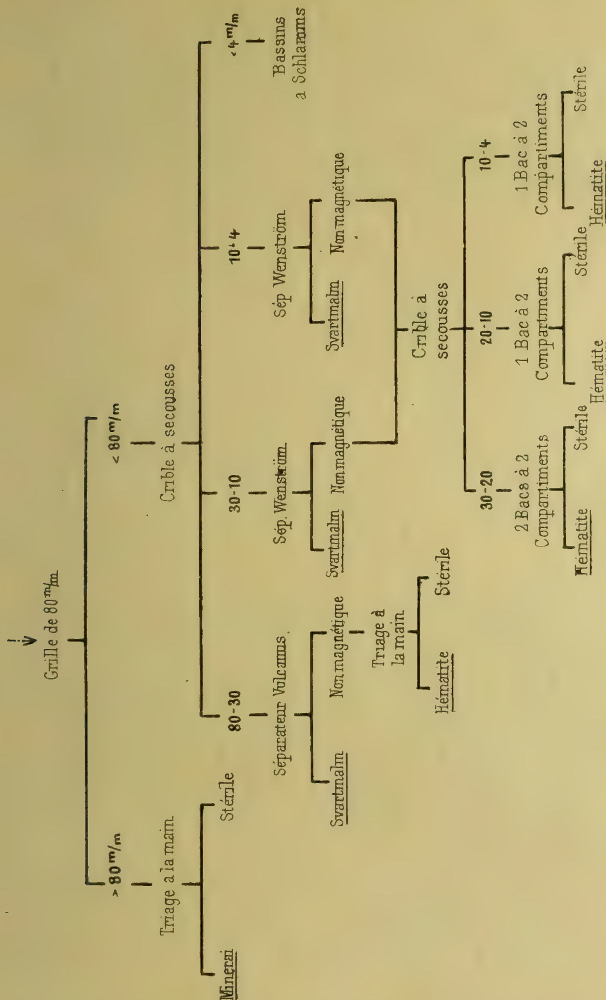
Comme exemple de marche, prenons l'année 1898 où fonctionna seulement ce simple procédé et où on eut les résultats suivants :

Minerai passé	62.273	tonnes
Minerai marchand obtenu (catégories jusqu'à 5 millimètres)	36.908	—
Minerai marchand obtenu (catégorie 0-5)	6.404	—
Proportion de produits marchands	69,8 p. 100	

Une telle installation avait deux défauts : elle ne triait pas les non-magnétiques 31-5 et, en second lieu, elle ne purifiait pas les schlamms que l'on écoulait tels quels.

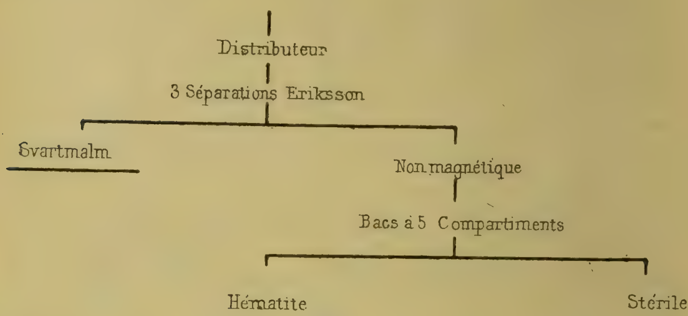
Aussi, dès 1900, fait-on intervenir des bacs à piston pour séparer l'hématite contenue dans le refus du second séparateur Wenström. Ces refus, qui contenaient environ 50 p. 100 de fer, furent classés en trois catégories : de 31 à 16, de 16 à 8 et de 8 à 5 ; à chaque classe était affecté un bac spécial ; cette nouvelle installation fut mise en marche dans les tout derniers jours de 1900. — En 1902, on créa l'atelier d'enrichissement des menus avec deux séparateurs magnétiques Eriksson, auxquels vinrent s'ajouter plus tard un autre séparateur Eriksson et un bac pour schlamms.

Dans les années suivantes furent poursuivis des essais avec des séparateurs de différents types ; ainsi un séparateur Forsgren, des séparateurs Vulcanus et Landen-Josephson furent successivement employés ; on modifia les premiers classements des minerais et on arriva, en 1910, au procédé suivant de préparation qui paraît très complet et semble donner de bons résultats :



Une installation analogue est adjointe à celle du tableau précédent, mais ses non-magnétiques 30-10 et 10-4 sont réunis à ceux de la première pour être traités ensemble. Le séparateur Vulcanus 80-30 y est seulement remplacé par un séparateur Landen-Josephson.

Quant aux schlamms des bassins de décantation, ils se divisent en deux catégories : dans le premier bassin, tombent les matières les plus lourdes, riches en fer ; on en retire directement un produit à 61-62 p. 100 de fer ; les matériaux plus pauvres des autres bassins subissent ultérieurement le traitement suivant :



Le tout nécessite 150 chevaux de force et une consommation d'eau d'environ 2.000 litres à la minute. Le travail ne se fait que dans la belle saison, quand la température permet de se procurer l'eau facilement ; le personnel occupé est de 85 adultes et 65 gamins.

L'atelier de Tybo a passé, en ces sept dernières années, les quantités et obtenu les résultats indiqués ci-après :

	BRUT à l'arrivée	MINERAI OBTENU sans dépôt dans l'eau	P. 100	SCHLAMMS marchands	P. 100	TOTAL marchand	P. 100
	tonnes	I		II		I + II	
1904....	134.609	73.898	54,9	22.178	16,5	96.076	71,4
1905....	156.723	86.797	55,4	30.874	19,7	117.671	75,1
1906....	179.671	93.443	52,0	42.524	23,7	135.967	75,7
1907....	209.235	103.502	49,5	51.078	24,4	154.580	73,9
1908....	206.704	105.484	51,0	44.524	21,3	150.008	72,3
1909....	162.821	80.689	49,6	35.048	21,5	115.737	71,1
1910....	256.868	140.417	54	58.504	22,7	198.921	74,4
TOTAUX..	1.306.631	684.230	52,4	284.730	21,8	968.960	74,1

Pour ce qui se rapporte à la teneur, on peut estimer en moyenne à 51 p. 100 celle du brut arrivant à l'atelier ; les moyennes suivantes furent obtenues en 1908, 1909 et 1910 sur les produits sortants :

	1908		1909		1910	
	Fe	Ph	Fe	Ph	Fe	Ph
Minerai I........	61,38	1,02	61,42	1,05	61,98	1,05
Minerai II........	62,08	0,79	62,42	0,77	62,28	0,87

Les minerais menus tiennent donc moins de phosphore, ce qui s'explique facilement par suite de la présence de ce dernier à l'état d'apatite dans le minerai, apatite dont les petits morceaux s'éliminent aux trieurs magnétiques.

Enfin, les prix suivants sont donnés par M. W. Petersson comme frais totaux :

	CAPACITÉ de passage en 10 heures (durée du poste)	FRAIS EN COURONNES PAR TONNE DE BRUT			FRAIS par tonne marchande
		salaires	matériel, force divers	total	
	tonnes de brut				
1904......	566	0,47	0,45	0,92	1,28
1905......	619	0,45	0,31	0,74	0,99
1906......	635	0,48	0,27	0,75	1,00
1907......	743	0,53	0,31	0,84	1,14
1908......	724	0,41	0,29	0,70	0,97
1909......	781	0,44	0,41	0,85	1,20

soit donc de 1 fr. 35 à 1 fr. 77 par tonne de produit marchand et 1 franc à 1 fr. 28 par tonne de brut passé.

Deux autres installations de préparation magnétique et d'enrichissement existent, comme nous l'avons dit, sur le gisement de Grängesberg : ce sont celles de Lomberg et de Västra Ormberg. La première, créée en 1902-1903 et qui a commencé à fonctionner à partir de mai 1903,

traite le minerai de seconde catégorie (*sekunda malm*), ainsi que les déchets de l'atelier de triage à la main de Lomberg, et les anciens varpmalm des haldes ; elle a passé de 1904 à 1909 les quantités suivantes de brut, ayant donné les quantités correspondantes indiquées de slig :

	BRUT	SLIG	BRUT
	tonnes	tonnes	p. 100
1904	4.701	2.377	50,6
1905	7.312	4.220	57,7
1906	10.470	5.862	56,0
1907	12.186	5.716	46,9
1908	13.311	6.013	45,2
1909	11.752	5.813	49,5

Elle n'a pas fonctionné en 1910.

Les minerais traités proviennent des deux mines Spelgrufvan et Angesgrufvan ; ils contiennent magnétite et hématite. Le tout est finement broyé, et on obtient, après traitement, des produits assez purs en phosphore ; les documents officiels donnent, pour 1909 :

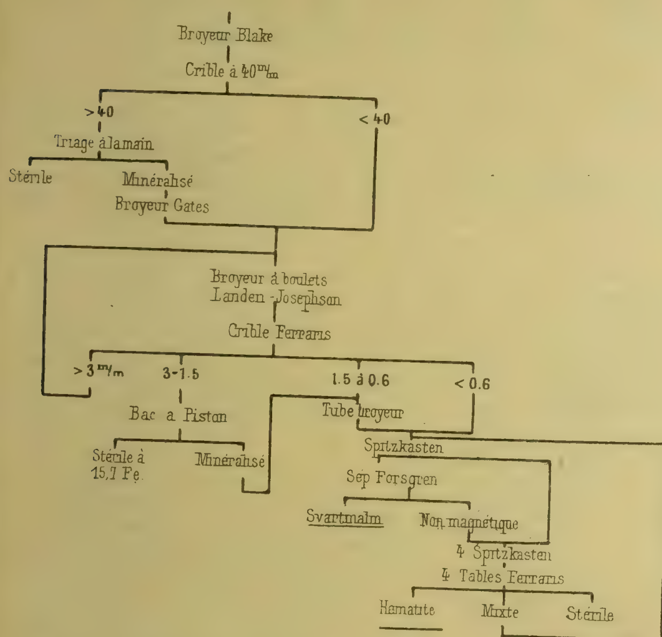
	Fe	Ph	S
Brut	43,9	0,100	0,015
Slig	64,6	0,005	0,015

L'atelier fonctionne suivant le schéma de la page suivante.

Il consomme une force de 60 chevaux et exige une consommation d'eau d'environ 2.000 litres à la minute ; les frais de traitement sont plus élevés qu'à Tybo, par suite du broyage qui nécessite de la force et de l'entretien pour le matériel ; on a eu alors de 1906 à 1909, les coûts suivants par tonne de brut entrant (en couronnes) :

	SALAIRES	MATÉRIEL	FORCE, ÉCLAIRAGE	TOTAL
1906	1,21	1,11	0,82	3,14
1907	1,24	1,12	0,60	2,96
1908	1,15	1,08	0,49	2,72
1909	1,13	0,99	0,56	2,68

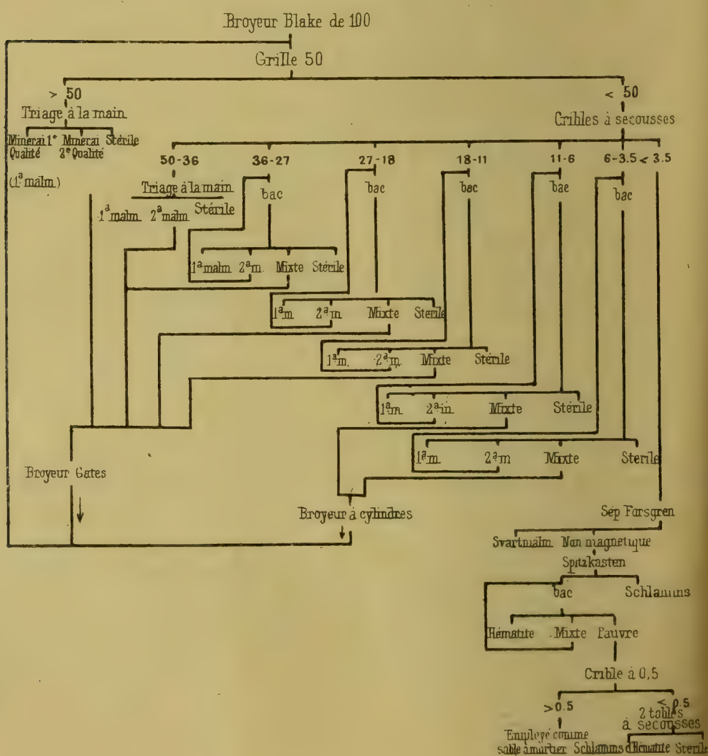
ce qui, ramené à la tonne de produit marchand, donne en couronnes : 5,60 ; 6,31 ; 6,02 et 5,42 (francs : 7,78 ; 8,77 ; 8,37 et 7,53), soit donc des chiffres assez élevés ; le slig étant obtenu très pur en phosphore a acquis, par contre, par ce traitement, une valeur assez grande.



A Västra Ormberg, l'atelier créé dans le même but en 1902-1903 fut mis en marche en 1903 ; il traite du varpmalm aux environs de 48,9 p. 100 de fer et du minerai de seconde qualité de la mine à 54,5 p. 100 de fer ; il donne des produits tenant environ 62 de fer et 0,06 de phosphore pour le minerai dit *prima malm*, et 65 Fe et 0,04 Ph pour le slig. Les quantités passées et celles obtenues de 1904 à 1909 sont :

	BRUT	PRIMA MALM	SLIG	TOTAL	BRUT	MINERAI traité en 10 heures
					p. 100	tonnes
1904.....	19.370	7.613	3.941	11.554	59,6	122
1905.....	20 925	8.069	4.643	12.712	60,7	122
1906.....	22.632	9.183	5.064	14.247	63,0	120
1907.....	22.191	8.760	5.161	13.921	62,7	131
1908.....	22.676	9.437	5.375	14.812	65,3	141
1909.....	17.931	6.893	4.638	11.531	64,4	147

Le schéma de l'installation est un peu plus compliqué que précédemment, à cause de la non-pulvérisation complète des minerais dans le traitement.



Les stériles tiennent de 13 à 19 p. 100 de fer seulement.

Les frais de traitement (en couronnes) sont, toujours par tonne de minerai brut passé :

	SALAIRES	MATÉRIEL, RÉPARATIONS	FORCE, ETC.	TOTAL
1906.......	1,44	0,25	0,36	2,05
1907.......	1,51	0,83	0,38	2,72
1908.......	1,33	0,33	0,32	1,98
1909.......	1,41	0,24	0,35	2,00

Ramenés en francs, les derniers chiffres correspondent à 2,85 ; 3,78 ; 2,75 et 2,78 ; si on considère les coûts par tonne de produit fini, on aura : 4,52 ; 6,02 ; 4,21 et 4,31.

Si on bloque finalement les quantités obtenues à Grängesberg dans les divers ateliers précédemment indiqués de préparation de Tybo, Lomberg et Ormberg, on arrive aux totaux suivants pour les six dernières années :

1904	110.007	tonnes
1905	134.603	—
1906	156.076	—
1907	174.217	—
1908	170.842	—
1909	133.081	—

ce qui donne sur la production totale la proportion de :

1904	15,05	p. 100
1905	17,30	—
1906	20,75	—
1907	22,72	—
1908	23,88	—
1909	23,84	—

On remarque donc une augmentation continuelle de cette proportion, si l'on considère que les chiffres de 1909 ont été atteints par la grève qui s'est produite en été, lors de la période de marche des laveries.

Pour 1910, les seules quantités traitées à Tybo donnent sur la production totale de Grängesberg la proportion de 25,57 p. 100, ce qui assure une augmentation nouvelle pour cette année de ce coefficient.

Production de force. — Toutes les installations de Grängesberg reçoivent actuellement le courant électrique nécessaire à leurs divers services de trois usines hydro-électriques situées à Lernbo, Hellsjön et Enkullen. Ces deux dernières stations, qui ne sont qu'à 11 et 10 kilomètres des mines et qui ont été terminées en 1893 et 1898, fournissent 700 et 300 chevaux. Lernbo (entre Ludvika et Smedjebacken), qui est à 28 kilomètres et commença à fournir en 1899, est, au contraire, capable de 4.000 chevaux, dont une partie est, du reste, fournie à une mine voisine de la station, celle de Stollberget. Le courant arrive à Grängesberg sous forme de triphasé à tension variant de 8.500 à 9.200 volts en service normal ; mais tout peut fonctionner jusqu'à 10.000 volts. Les trois usines sont situées d'ailleurs sur la même ligne de transport de force.

Une quatrième source d'énergie va bientôt s'adjoindre aux trois précédentes : celle de Morkfjärd, à 50 kilomètres de distance des mines, station créée par la Vesterdalelfves Kraftaktiebolag (Société de force du Dalelf occidental) sur le fleuve Verterdalelf ; on y aura 20.000 chevaux qui seront transportés sous 50.000 volts ; sur ces 20.000 chevaux, 5.000 seront réservés à Grängesberg.

On peut encore remarquer dans maints endroits de l'exploitation de Gränsgesberg des restes toujours en service des anciennes installations de transmission de force par longues files de poutres de bois animées de mouvements longitudinaux de va-et-vient autour de pivots verticaux fixes, placés de distance en distance et auxquels elles sont reliées par des tringles métalliques, procédé connu

sous le nom de *konst*. Ces longues files de bois transmettent par renvois verticaux ou angulaires le mouvement qu'elles ont reçu de roues hydrauliques ou de machines à vapeur à des pompes d'exhaure ou à des machines diverses d'extraction. Une société spéciale de fourniture de force, la Grängesberg Stora Konstbolag, avait en 1847 repris toutes ces installations qui ont compris jusqu'à sept roues à eau recevant, par des canaux d'un développement total de 44.500 mètres, l'eau de dix réservoirs constitués par d'anciens étangs régularisés par barrages et transmettant leur force hydraulique par 6.850 mètres de konster et 5.200 de transmission à câbles.

Questions ouvrières. — Le personnel occupé aux diverses exploitations et services de la Grängesberg Gemensamma Förvaltning est d'environ 1.400 personnes, dont 800 dans les travaux souterrains et le reste dans ceux du jour (exploitation à ciel ouvert, ateliers de préparation, station centrale, recettes de puits d'extraction et transports divers). Sur ce total général, 1.150 correspondent aux divers services de l'Exportfältet, 140 à ceux d'Ormberg, 80 à ceux de Risberg et 30 à ceux de Lomberg.

Les journées de travail sont de neuf heures coupées par une heure de repos, soit donc huit heures de travail effectif ; le premier poste va de trois heures du matin à midi ; le second, de midi à neuf heures.

Comme c'est de règle en Suède, tous les travaux sont payés à la tâche toutes les fois que l'application de ce système est possible. Comme exemple de salaires, nous donnerons les quelques indications suivantes : les mineurs à la perforation mécanique avec les grandes perforatrices Ingersoll Rand sont payés pour l'équipe de deux ouvriers 80 öre par mètre dans le rocher et 68 dans le minerai pour les travaux à ciel ouvert ; dans les magasins, où le travail est plus difficile par suite de la néces-

sité de forer les trous de bas en haut, on a des prix variant de 88 öre au mètre dans l'Exportfältet à 105 dans Västra Ormberg et pouvant descendre à 85 dans Lomberg. Les petits marteaux perforateurs actionnés par un seul homme donnent 50 öre par mètre dans le rocher et le débitage des gros blocs de minerai est, en général, payé à la tonne de produit débité 15 öre. Les chargeurs au jour ont de 23 à 25 öre par tonne ; au fond, dans les magasins et suivant le roulage, 10 à 16.

Pour les roulages électriques du fond au puits Müller, le conducteur de la locomotive reçoit 1,6 öre par tonne transportée et le gamin qui accroche les wagons touche dans les mêmes conditions 0,9 öre.

Dans certains cas exceptionnels, le personnel est payé à la journée ; ainsi les ouvriers chargés de l'entretien des galeries au fond reçoivent des salaires fixes de 50 öre par heure, soit 4 couronnes par jour.

Les contremaîtres ou surveillants, au nombre de trente pour les diverses exploitations, reçoivent, indépendamment d'un salaire fixe, un tant pour cent variable sur le tonnage produit par leurs chantiers.

Les salaires moyens du personnel varient au total autour de 4 couronnes et sont parmi les plus élevés de la Suède centrale. Les bons ouvriers à la perforation mécanique arrivent à 6 couronnes.

Matériel de transport sur voies ferrées. — Il n'y a pas sur les lignes suédoises reliant les mines à la mer, ni sur celles desservant les usines consommatrices, de matériel perfectionné comme sur les lignes de Laponie. On se sert simplement de wagons-tombereaux ordinaires, c'est-à-dire sans déchargement automatique, dont un type très courant sur les Compagnies de Frövi-Ludvika et de Flen-Oxelösund-Vestmanland a comme caractéristiques 25 tonnes de contenance, 12^{m2},8 de surface portante,

trois essieux et $6^t,9$ ou $7^t,8$ de tare suivant la fabrication.

Ports d'embarquement des minerais d'exportation. — Le port d'embarquement pour les minerais de Grängesberg destinés à l'exportation est celui d'Oxelösund, sur la Baltique, à 253 kilomètres de distance des mines ; ce port n'est pas complètement libre de glaces en hiver, mais il est facile d'y maintenir un chenal qui assure les communications avec la haute mer. Outre les minerais de Grängesberg, qui ne peuvent donner plus de 650.000 tonnes annuellement en ce moment, il exporte aussi environ 100.000 à 140.000 tonnes de minerais de Blötberg et 50.000 tonnes de briquettes de minerais de fer provenant des usines de Guldsmedshyttan et de Stråssa. Une augmentation des expéditions des produits de ces trois dernières sources est prévue et, en particulier, le tonnage des briquettes paraît devoir prochainement atteindre 100.000 tonnes ; accessoirement, Oxelösund expédie aussi des minerais non phosphoreux de Kantorp et de Stripa et de quelques autres mines secondaires.

Les installations du port ne sont pas très perfectionnées ; les wagons arrivant des mines ou des usines sont déchargés dans de petits wagonnets roulant sur des voies volantes facilement déplaçables et dont une est affectée à chaque grand wagon ; ces wagonnets sont constitués par un truck portant une caisse en segment de cylindre contenant 3.300 kilogrammes de minerai : les caisses sont prises près des navires par une série de grues (vingt grues au total capables chacune de 4.000 kilogrammes) qui les amènent à bord des navires. Trois hommes assurent le déchargement d'un wagon de 25 tonnes utiles en 90 minutes en moyenne ; ces mêmes hommes effectuent aussi le roulage jusqu'aux grues à vapeur. Le salaire est de 19 öre par tonne, et les ouvriers arrivent à se faire

6 couronnes en moyenne pour un poste de neuf heures.

De telles installations ne permettent pas des mises à bord rapides ; pourtant, en profitant de deux voies parallèles sur lesquelles les wagons sont mis en décrochement les uns par rapport aux autres de façon à pouvoir amener des voies volantes aux portes latérales de chacun d'eux, de grands navires de 10.000 tonnes de chargement (comme le *Grängesberg* de la maison Müller, de Rotterdam, qui, bien que capable de 11.000 tonnes, ne peut être chargé qu'à 10.000, vu le peu de profondeur des passes) reçoivent leur cargaison en trois jours et demi ; 75 ouvriers ne faisant qu'un poste de neuf heures par jour sont nécessaires ; six grues de chargement font la mise à bord, dans ce cas.

Les navires ordinaires qui fréquentent le port d'Oxelösund et qui font le service avec les ports allemands, hollandais et anglais principalement, sont généralement beaucoup moins grands et portent en moyenne 3.000 tonnes. — Le personnel occupé aux divers services à Oxelösund est de 300 hommes en moyenne.

Les stocks sont normalement de 120.000 tonnes et peuvent atteindre 150.000 tonnes. Il n'y a pas de moyen mécanique ou automatique de reprise au tas, le minerai étant simplement chargé par le système des wagonnets et des voies volantes.

Tous les services, mise en stock, chargement, éclairage, manœuvres de wagons, etc., sont assurés par la Trafikaktiebolaget Grängesberg Oxelösund ; les frais complets de port pour les minerais ou briquettes ne provenant pas des mines par elle affermées, depuis l'arrivée à la gare d'Oxelösund jusqu'à et y compris la mise à bord, avec mise en stock si nécessaire, etc., sont facturés à 37 öre par tonne (0 fr. 51).

Les expéditions du port en minerais se sont élevées en

ces dernières années aux chiffres suivants (d'après les circulaires Müller) :

1902	589.039 tonnes
1903	700.253 —
1904	670.305 —
1905	663.430 —
1906	786.664 —
1907	849.753 —
1908	709.600 —
1909	635.113 —
1910	883.087 —

avec les destinations suivantes :

	ALLEMAGNE	ANGLETERRE	BELGIQUE	FRANCE	DIVERS PAYS
1902	555.227	22.710	9.805	»	10.297
1903	670.168	15.730	14.355	»	»
1904	661.919	4.905	2.200	»	1.281
1905	662.448	»	»	»	982
1906	781.435	2.419	2.040	»	770
1907	825.403	10.464	606	5.020	8.260
1908	683.427	25.773	»	400	»
1909	601.610	24.132	»	»	301
1910	791.941	85.865	5.185	»	96

Au point de vue des ports de destination, ceux-ci étaient les suivants pour 1909 (d'après le consulat anglais d'Oxelösund, qui donne pour cette année un total un peu différent, 636.060 tonnes, au lieu de 635.113 précédemment indiqué).

Rotterdam	505.633 tonnes
Stettin	54.577 —
Amsterdam	39.639 —
Middlesbrough	22.736 —
Lübeck	11.382 —
Hull	1.783 —
Ports de Finlande	305 —
Hambourg	5 —

les minerais passant par les ports de Rotterdam et d'Ams-

terdam étant tous réexpédiés ensuite à des usines allemandes.

BLÖTBERG, IDKERBERG ET LEKOMBERG.

La mine de Blötberg est située à environ 7 kilomètres au Nord de Grängesberg entre les deux stations de Gönas et Björnhyttan de la ligne de Frövi à Ludvika. Le gisement se divise en deux groupes d'amas ; le plus au Sud est celui de Blötberg proprement dit ; l'autre est celui de Fredmunberg.

A Blötberg, on a affaire à un complexe de lentilles d'environ 20 mètres de largeur incluses dans des gneiss et constituées principalement par de la magnétite plus ou moins riche en apatite, avec accessoirement de l'hématite également plus ou moins phosphoreuse, formant comme à l'Exporfältet une traînée de lentilles secondaires isolées, parallèles au toit du gîte. Le groupe de Fredmunberg donne surtout de la magnétite.

Une très notable partie de la production obtenue souterrainement a besoin d'une préparation mécanique qui diffère suivant que l'on a à traiter la magnétite ou l'hématite. Cette dernière (le cinquième environ de la production totale) obtenue surtout dans la mine de Fly, passe, pour ses parties inférieures, à 70 millimètres, sur une grille à barreaux espacés de 40 millimètres ; le refus est trié à la main ; ce qui traverse est classé en trois grosseurs : le 40-20 est emmené par une courroie transporteuse sur laquelle on fait un classement à la main en minerai et stérile ; les 20-7 et les au-dessous de 7 sont vendus tels quels sous le nom de minerai de seconde classe et de menu de première qualité. Les tonnages passés dans les quatre années 1906-1909 dans ce rudimentaire atelier ont été :

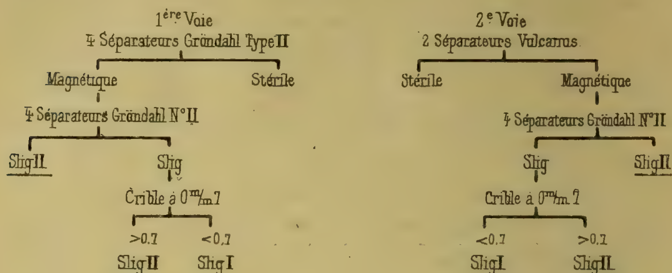
ANNÉES	BRUT	AYANT DONNÉ			TOTAL
		Minerai I	Menu I	Minerai II	
	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes	tonnes
1906	5.921	1.439	2.937	605	5.112
1907	9.080	2.754	4.702	1.114	8.570
1908	8.104	2.323	4 147	1.008	7.478
1909	7.760	2.494	3.660	939	7.093

Les frais de triage sont d'environ 80 öre en moyenne par tonne de produit entrant. Le menu I tient 64,4 Fe et 0,7 Ph.

L'atelier pour magnétite est plus intéressant ; il comprend deux parties : la première, qui n'a été mise en marche qu'en 1909, comprend de simples trieurs Vulcanus (il a traité en 1909 15.744 tonnes et donné 11.770 tonnes de marchand) ; la seconde constitue l'atelier proprement dit d'enrichissement ; créé en 1902, il a reçu depuis un certain nombre de modifications avant d'arriver à sa forme actuelle. Il consomme 115 chevaux et 1.100 litres d'eau par minute.

Deux broyeurs Gates amènent le brut à la dimension maximum de 35 millimètres ; deux trieurs magnétiques Vulcanus les suivent et font une première évacuation de stérile à 6 p. 100 environ de fer, tandis que le brut passe par là même de 46,2 à 52-53 (données de 1909). Le minerai enrichi est pulvérisé à la dimension maximum de $1^{mm},5$ par trois broyeurs à boulets type Gröndahl (un du grand modèle et deux du petit), et ce produit final peut alors suivre deux voies assez analogues (tableaux ci-dessous). On y obtient deux classes de produits marchands, ou sligs, celui de première qualité à 68,2 de fer et 0,117 de phosphore et celui de deuxième qualité avec respectivement 62,3 et 0,221. On a donc réalisé non seulement un enrichissement en fer, mais aussi une certaine déphos-

phoration que l'on pourrait encore, du reste, accroître par une pulvérisation plus complète du minerai.



Le tableau suivant donne les indications essentielles sur la marche de cet atelier de 1906 à 1909 inclus.

	TONNAGE passé	TONNES traitées par poste	MINERAI I	SLIG I	SLIG II	TOTAL	SLIG en p. 100 du brut	FRAIS par tonne de brut en couronnes
1906....	36.054	65,5	»	13.851	9.647	23.498	65,2	1,36
1907....	37.903	68,5	»	15.757	7.833	23.590	62,3	1,60
1908....	33.632	74,7	»	13.234	7.699	20.933	62,2	1,18
1909....	47.913	—	11.770	11.324	7.773	30.867	59,3	1,57

Au total les mines de Blötberg et de Fredmunberg ont produit en ces dernières années en tonnes :

	ROCHE ABATTUE SOUTERRAINEMENT		MINERAI obtenu directement ou après préparation	P. 100 du marchand
	Blötberg	Fredmunberg		
1906.............	143.138	—	115.687	80,7
1907.............	140.684	—	113.778	80,9
1908.............	156.631	10.407	129.837	77,7
1909.............	134.718	13.481	120.894	81,7

L'extraction paraît devoir augmenter dans les prochaines années.

Quant aux teneurs des minerais, la société exploitante déclare pour moyenne de 1909 :

		Fe	Ph
Blötberg	Magnétite	58,9	0,6
	Hématite	62,3	1,0
	Slig I	68,2	0,117
	Slig II	62,3	0,221
Fredmunberg	Hématite	58,9	0,9
	Hématite concentrée	64,4	0,7

tandis que la maison Müller, vendeur de ces mêmes minerais, annonce pour ses livraisons :

	MAGNÉTITE		HÉMATITE		HÉMATITE CONCENTRÉE		SLIG I	
	1908	1909	1908	1909	1908	1909	1908	1909
Fe	58,45	58.066	62,248	61,97	64,29	63,728	67,126	67,12
Mn	0.09	0,18	0,2	0,2	—	—	0,2	0,2
SiO^2	9,73	10,545	5,0	4,99	—	—	2,75	2,7
Ph	0,7	0,7	0.89	0,9	0.88	0,87	0.14	0,12
CaO	0,3	1,93	—	—	—	—	—	—
Al^2O^3	1,25	0,62	—	—	—	—	0,4	0,4
MgO	1,49	1,81	—	—	—	—	—	—
H^2O	0,198	0,35	0,176	0.176	2,51	2,95	4,57	5,17
S	—	0,05	0,05	0,05	—	—	0,02	0.02
As	—	0,002	—	—	—	—	—	—

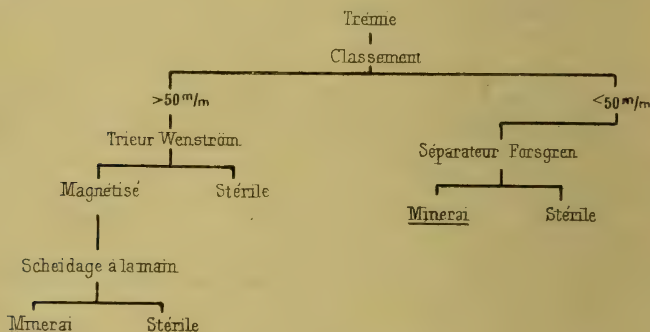
Les estimations de puissance du gisement de Blötberg d'après les indications données par les travaux actuels, qui n'ont du reste pas dépassé 140 mètres de profondeur et dans lesquels la proportion du minerai sur la roche abattue dans le gîte proprement dit est de 88 p. 100, concluent à la présence de 4.152.000 tonnes marchandes, dont 840.000 auraient été déjà prises en fin 1909, les calculs n'étant d'ailleurs poussés que jusqu'à 250 mètres au-dessous de la surface du sol. Il resterait donc à extraire 3.312.000 tonnes sur lesquelles 800.000 environ seraient à expédier sous forme de slig.

Le gisement de Blötberg-Fredmunberg, qui constitue un assez grand amas de minerais phosphoreux, paraît un peu moins important au point de vue tonnage qu'un autre gisement, mis en œuvre également récemment (1902), celui d'Idkerberg, plus au Nord dans le cercle de Stora-

Tuna (en Kopparberg). Les travaux n'y ont encore atteint que 125 mètres de profondeur, mais il y existe en particulier une grande lentille, celle de Voxna, ayant environ 220 mètres de longueur pour une traversée horizontale de 30 à 40 mètres et un pendage sur l'horizontale de 80 à 90°. Le minerai tient de 62 à 66 de fer, de 0,74 à 0,97 de phosphore et des traces de soufre, 0,002.

395.000 tonnes ont été déjà extraites d'Idkerberg; 6.010.000 y sont encore à prendre jusqu'à une profondeur maximum d'estimation de 340 mètres et avec une proportion de minerai sur la roche minéralisée abattue de 80 p. 100.

Une séparation magnétique fonctionne suivant le schéma suivant : elle peut passer 70 tonnes en un poste de neuf heures, mais ne travaille que deux ou trois mois par an.



Les matériaux qu'on y a traités en 1908 et 1909 ont donné les résultats ci-après :

	BRUT PASSÉ	MINERAI obtenu	P. 100 de brut	FRAIS à la tonne de brut	FRAIS à la tonne de minerai obtenu
	tonnes	tonnes	tonnes	kr.	kr.
1908...........	2.773	1.597	57,6	1,46	2,54
1909...........	4.028	2.325	57,7	1,21	2,09

La teneur après traitement dépasse 62 p. 100 Fe.

Quant à la production totale d'Idkerberg, elle a été en 1906-1909 de :

1906...	56.828 tonnes sur lesquelles			2.521	provenant du passage au triage magnétique
1907...	47.174	—	—	1.916	
1908...	59.121	—	—	1.837	
1909...	43.181	—	—	2.325	

Les travaux sont en partie encore à ciel ouvert, en partie souterrains. L'extraction doit être poussée jusqu'à 100.000 tonnes par an.

Des analyses complètes des minerais seraient :

	QUARTIERS DE			
	Voxna		Gamla	Laxsjö
Fe^2O^3	—	0,64	14,53	13,06
Fe^3O^4	90,10	90,73	72,63	73,37
FeO	0,84	—	—	—
MnO	0,38	0,36	0,10	0,15
MgO	0,97	1,08	0,53	1,70
CaO	3,10	2,70	4,97	3,66
Al^2O^3	tr.	0,13	tr.	0,16
SiO^2	3,10	2,60	3,87	6,27
Fe	65,90	66,20	62,76	62,37
Ph	0,85	0,74	1,35	0,945
S	0,036	0,02	tr.	tr.

Le minerai est donc assez calcaire, Blötberg étant au contraire à gangue siliceuse.

—

Enfin, pour terminer avec les gisements de minerais phosphoreux du Centre de la Suède, un dernier est à signaler, celui de Lekomberg (cercle de Ludvika), d'importance bien faible par rapport aux précédents. 110.000 tonnes en ont été extraites depuis sa mise en valeur et l'extraction est assez insignifiante en ces dernières années (en 1906-1909 : 6.792, 1.925, 565 et 3.140 tonnes). Les travaux souterrains donnent des minerais à 58 de fer et 0,8 de phosphore et également

une forte proportion de produits qui nécessiteraient un passage à des ateliers d'enrichissement et qui ne sont pas actuellement traités. 230.000 tonnes de minerai de première qualité sont estimées exister encore jusqu'à une profondeur maximum de 200 mètres (les travaux les plus profonds actuels étant à la cote 110). 700.000 de seconde, capables de donner 350.000 tonnes de produits marchands après enrichissement, existeraient également.

Comme pour la grande majorité des minerais de Grängesberg, la majeure partie, pour ne pas dire la totalité des produits des trois mines de Blötberg, Idkerberg et Lekomberg est exportée, à destination principalement de l'Allemagne; les mêmes raisons d'une consommation très réduite en Suède des minerais phosphoreux militent en faveur de cette exportation. Ce fut en 1895 que Lekomberg commença ses expéditions à l'étranger; les deux mines plus récentes de Blötberg et d'Idkerberg ne les entamèrent qu'en 1901 et 1902 respectivement : depuis ces dates jusqu'en fin 1908, les chiffres suivants montrent par rapport à ceux de production donnés plus haut la part prépondérante de l'exportation dans le commerce de ces minerais :

Lekomberg........	100.676	tonnes	exportées.
Blötberg..........	666.046	—	—
Idkerberg.........	271.760	—	—

Ce sont les hauts fourneaux de la côte de la Baltique et de la Silésie allemande qui reçoivent les minerais précédents; ceux de Blötberg comme ceux de Grängesberg arrivent par navires venant se charger au port d'Oxelösund; Idkerberg, qui est situé plus au Nord, expédie en partie par Gefle, port qui a l'inconvénient d'être bloqué par les glaces une partie de l'année.

(*A suivre.*)

BULLETIN.

LÉGISLATION ÉTRANGÈRE.

VÉNÉZUÉLA.

CODE DES MINES DU 29 JUIN 1910.

En analysant ici (*) le Code des mines du Vénézuéla de 1904, je signalais la fréquence particulière des changements de législation minérale dans ce pays. Au Code des mines de 1883 du président Guzman Blanco avaient succédé ses Codes de 1891 et de 1893, que remplaça le premier Code de 1904 du président Cipriano Castro, et nous prévenions, en en rendant compte, qu'il pourrait bien ne pas durer beaucoup plus que les précédents. La réalité a dépassé les prévisions. Le Code de 1904 était remplacé par celui de 1905 et en voici un nouveau du 23 juin 1910. Il ne s'agit pas, dans ces modifications, de quelques changements de forme et de détail; le Code tout entier est repris de bout en bout, sur d'autres principes, avec des 200 et 250 articles.

En remettant ainsi l'ouvrage sans cesse sur le métier, il ne semble pas qu'on arrive à l'améliorer. Je sais peu de lois de mines qui se présentent avec des principes moins clairs, une rédaction plus confuse et moins méthodique que le Code de 1910 dont je vais essayer de rendre compte avec le plus d'ordre que je pourrai et suivant le type le plus généralement reçu pour de pareilles lois. La forme de la nouvelle loi vénézuélienne paraît s'en écarter quelque peu. De ses deux livres, le premier paraît ne contenir que les principes et le deuxième leurs règles d'application. Il est permis de ne pas trouver cette division très heureuse ou très commode ; je dois, en outre, avouer qu'il est certaines dispositions, et non des moins importantes, dont

(*) *Annales des Mines*, 10e série, t. V, 1904, p. 702.

j'entends le texte littéral, mais dont j'ai peine à comprendre la portée et l'application.

Classification légale des substances minérales. — Les substances minérales, quel que soit le mode de leur gisement naturel sont réparties juridiquement en *mines* et *carrières.*

Les substances classées dans les mines dont, contrairement à une sorte de tradition générale, il faut aller chercher la définition à l'article 169 au lieu de la trouver au frontispice de la loi, sont limitativement indiquées (*). Les substances classées comme carrières à l'article 3 y sont l'objet d'une énumération énonciative, de sorte que la classification générale ne boucle pas avec netteté et précision ; et il serait aisé de citer des substances qui, non comprises dans l'énumération limitative des mines, ne paraissent pas rentrer avec une certitude suffisante dans l'énumération énonciative des carrières. Au reste, l'article 189 pose le principe qu'en cas de contestation sur la classification d'une substance, il doit être statué par le ministre du *Fomento.*

Les carrières ne sont pas détachées de la propriété du sol et restent à la disposition du propriétaire superficiaire.

Mentionnons que l'article 3 place parmi les carrières les engrais naturels, tels que guano, phosphate, etc...

Sur les mines on ne peut acquérir de droit de recherche ou de droit d'exploitation qu'en conformité du Code des mines.

Le droit d'exploiter une concession de mine tel que le Code le définit matériellement, s'acquiert en principe à la priorité de la demande, qu'il suffit de faire en forme régulière ; la priorité est déterminée par l'inscription de la demande que l'intéressé ou son fondé de pouvoirs doit déposer au bureau à ce fixé ; et la concession ainsi instituée comprend en principe toutes les substances classées dans les mines qui peuvent exister dans son périmètre.

(*) Sont classées dans les mines les substances suivantes.

Antimoine, arsenic, soufre, asbeste, baryum, bore, cadmium, cobalt, cuivre, chrome, zinc, étain, strontium, fer, manganèse, mercure, molybdène, nickel, or, argent, platine, plomb, rhodium, selénium, tantale, titane, tungstène, uranium, vanadium, ytterbium, yttrium, graphite ou plombagine, sel, soudes et micas en lamelles ;

Diamant, émeraude, rubis, saphir, opale, topaze, turquoise, grenat, beryl, yacinthe, aigue-marine et autres pierres analogues employées en joaillerie ;

Houille, anthracite, lignite, naphte, pétrole, bitume, asphalte, brai, ozokérite, succin ou ambre jaune et copal fossile.

Ce principe comporte toutefois diverses réserves. Une première résulte de la distinction entre les substances *denunciables* (de *denuncio*, demande) dont l'ensemble s'acquiert par simple demande comme nous venons de le dire, et les substances pour lesquelles le droit d'exploitation ne peut s'obtenir que par voie de contrat avec le gouvernement. Ces dernières sont (art. 9) les mines de sel gemme; les puits d'eau salée et sources salées; les gisements de soude; les mines de houille, anthracite et lignite; celles de naphte, pétrole, asphalte et brai (*).

A côté de cette distinction se placent d'autres particularités.

Le concessionnaire d'alluvions à exploiter mécaniquement n'a droit aux mines et filons de son périmètre que s'il en fait la demande en la forme ; mais il a toujours un droit de préférence sur tous autres tiers demandeurs pour la concession complète (art. 18).

Les alluvions s'exploitent librement à la batée (art. 48). Ils peuvent s'exploiter en *barrancos* ou champs privatifs carrés de 10 mètres de côté, pris à la priorité matérielle d'occupation, moyennant un bulletin d'exploitation (art. 213-217); ce droit devenant purement et simplement caduc en cas d'interruption de huit mois (art. 52).

Enfin la houille peut être exploitée librement si elle se trouve à plus de 80 kilomètres de la mer ou des rivières navigables et sans qu'on puisse se rejoindre à celles-ci par voie ferrée (art. 53).

Personnes admises à acquérir des droits sur les mines. — Le Code n'exclut que les gouvernements étrangers (art. 26, 28); tout particulier ou toute société de quelque nationalité que ce soit peut acquérir et posséder des droits de recherche ou d'exploitation.

Recherches. — Suivant la tradition du droit espagnol qu'explique le mode d'acquérir la mine, les règles sur les recherches sont relativement secondaires, encore que l'on y trouve la notion du périmètre réservé et surtout une indemnisation très spéciale de l'inventeur.

Les recherches sont libres dans les terres publiques non occupées; mais les excavations, sans être limitées en profondeur, ne peuvent comprendre plus de 16 mètres carrés (art. 152).

On peut obtenir, sur ces terres, un permis de recherche

(*) Cette énumération est plus restreinte que celle des substances bitumineuses mentionnées à l'article 169 ci-dessus reproduit en note.

exclusif de 800 hectares, pour un an, prorogeable d'un an en cas d'empêchement de force majeure (art. 165).

En terrains de propriété privée, les recherches ne peuvent avoir lieu que du consentement du propriétaire superficiaire (art. 153) ou comme en matière d'occupation temporaire par application de la loi d'expropriation (art. 156), sauf dans les habitations, cours et jardins (art. 161).

Invention. — L'inventeur d'une mine a un droit imprescriptible et dont il peut disposer de 1 p. 100 du minerai qui proviendra de cette mine, pourvu que ce droit ait été reconnu par l'autorité minière (le chef civil du district en premier ressort) (art. 168). On doit admettre, encore que la loi n'en dise rien, que la décision qui reconnaît l'inventeur définit le périmètre dans lequel il pourra exercer son droit (*).

Concessions. Forme et durée. — Toute concession doit se composer d'un bloc continu d'hectares qui, individuellement, doivent être carrés ou rectangulaires (**), sans que le total puisse dépasser 200 hectares pour toutes les mines et exceptionnellement 1.500 pour les mines d'alluvions (art. 29 à 32).

Les terrains restant libres entre concessions avec des formes ou dimensions insuffisantes pour y asseoir une concession, c'est-à-dire de moins d'un hectare en un carré ou rectangle, constituent les *alfarjatas* (***), qui sont attribués, sur leurs demandes, aux concessionnaires limitrophes (art. 187).

Les concessions sont instituées pour quatre-vingt-dix ans sauf celles d'alluvions qui ne le sont que pour cinquante ans (art. 31-32). Cette temporanéité des concessions serait spécialement à noter si les articles 210-212 ne faisaient pas du renouvellement un droit en faveur du concessionnaire. Cela n'aurait de portée naturellement que pour ce que nous dirons des impôts; mais — et nous le dirons aussi — la portée est en ce cas aussi plus théorique que pratique.

Institution des concessions. — La concession des substances *denunciables* est attribuée au premier qui en fait la demande régulière en la forme, porte l'article 39, et cet article semble in-

(*) Ce mode d'indemnité rappelle celui du décret algérien de 1898 sur les phosphates de terrains domaniaux ou collectifs.

(**) On retrouve là la trace évidente de l'ancienne *pertenencia* espagnole ramenée à l'hectare.

(***) Ce sont les *demasias* de l'ancien droit espagnol.

diquer ainsi que le premier demandeur régulier en la forme a un droit de priorité pour obtenir le contrat du gouvernement pour les substances non *denunciables;* le gouvernement n'aurait plus d'appréciation que pour les termes de ce contrat, ce qui ne concorderait pas avec la notion de contrat que comportaient, semble-t-il, les substances de cette catégorie.

A ce principe de la priorité de la demande qui, avec des modalités diverses, a été et est resté la base du droit espagnol, l'article 40 apporte une restriction curieuse et singulière. Aux termes de cet article, en effet, le propriétaire de terrains privés, sis dans la concession demandée, a droit soit à recevoir le tiers du produit net de l'exploitation, soit à se substituer au demandeur pour l'attribution de la concession en l'indemnisant des dépenses par lui effectuées et en lui attribuant le tiers du produit net de l'exploitation. La loi ne dit pas comment peuvent se régler ces droits au cas où il y aurait plusieurs propriétaires distincts.

Le titre de propriété n'est délivré que lorsque, dans un délai fixé à peine de nullité, le plan de la concession a été dûment levé et que le périmètre est dûment aborné, le tout dans les formes fixées par la loi.

Caractère de la concession. — La concession instituée est une propriété immobilière de droit commun (art. 10), sauf exceptions résultant du droit des mines, comprenant, nous l'avons dit, toutes les substances *denunciables* (art. 17), en dehors de celles qui ne peuvent s'acquérir que par contrat. D'autre part, les articles 12 et 13 font entre le sol et le sous-sol une séparation matérielle à 3 mètres de profondeur, qui donnerait à la mine indéfiniment au-dessous une objectivité juridique matérielle, sans qu'on voie comment peut se résoudre la difficulté résultant de la coexistence dans le sous-sol de substances concessibles et de substances non concessibles.

L'exploitation de la mine constitue un acte civil, puisque les sociétés de mines sont civiles (art. 108).

La mine peut être grevée d'hypothèques comme les immeubles de droit commun (art. 111) ; ces hypothèques peuvent être représentées par des cédules, qui peuvent être mises au porteur (art. 112-113).

Ceux qui ont fourni des fonds pour la mine peuvent bénéficier d'une hypothèque spéciale (art. 117).

L'exploitant répond de tous les préjudices que peut produire son exploitation (art. 132).

L'exploitant peut exercer à l'encontre de la surface, moyennant une juste indemnité, un droit d'expropriation ou de servitude pour tous les terrains qui sont nécessaires à l'exploitation de la mine et à ses dépendances légales, y compris l'usine de traitement des produits et les voies de transport utiles, que les terrains soient à l'intérieur ou à l'extérieur de la concession (art. 14). L'exercice de ce droit se fait judiciairement avec le concours d'experts pour le règlement de la servitude et de l'indemnité corrélative (art. 242 et suivants).

L'exploitant peut aussi réclamer dans des conditions appropriées l'usage des eaux courantes dont il pourait avoir besoin (art. 63-83).

Ce qui ressort de tout le Code, c'est l'assimilation cherchée de la mine, du sous-sol concédé, à la propriété superficiaire, au sol; l'assimilation de l'exploitation de la mine, de l'entreprise qu'elle constitue, à l'exercice de ses droits, de la jouissance de son bien, par un propriétaire ordinaire. De là notamment la fréquence et le mode d'intervention de l'autorité judiciaire au lieu de l'administration ; de là sans doute aussi l'absence de pénalités spéciales, en quelque sorte traditionnelles, dans toutes les lois de mines contre les infractions à la loi ou à ses clauses de police. Il est à remarquer dans cet ordre d'idées que le Code vénézuélien s'est abstenu de ces déclarations, dont sont coutumiers la plupart des codes hispano-américains, pour attribuer les mines à l'Etat, sans que l'on voie jamais en pratique dans les lois qui l'ont à leur frontispice quelque application pratique de ce principe.

Relations entre mines voisines. — Elles peuvent réclamer l'une au regard de l'autre les servitudes de passage, d'aérage et d'écoulement (art. 64 et 66) avec obligation de réparer tous les dommages qu'une mine occasionne à l'autre (art. 217) et le droit réciproque de visite pour éviter les empiétements (art. 258).

Renonciation à la concession. — L'exploitant peut toujours renoncer librement à la concession (art. 58-61) avec faculté pour les créanciers hypothécaires dûment avisés de se substituer à lui (art. 118), la renonciation s'effectuant par voie judiciaire (art. 237 241).

Taxes minières. — Les mines ont à payer à l'Etat, outre des taxes fixes de timbre (art. 30), des redevances annuelles déterminées comme suit par nature de substances :

Pour les mines, en filons ou couches, d'or, argent, platine, mercure, pierres précieuses, 1/2 *bolivar* (0 fr.50) par hectare et 3 p. 100 du produit brut (art. 84) ;

Pour toutes substances qui n'ont pas de taxe spécialisée, 1/2 bolivar (0 fr.50) par hectare et 1/2 bolivar(*) (0 fr.50) par tonne (art. 85) ;

Pour l'asphalte et le bitume, 1 bolivar par hectare et 2 bolivars par tonne (art. 86) ;

Pour le charbon, 1 bolivar par tonne (art. 86) ;

Pour les alluvions, 1/2 bolivar par hectare et 3 p. 100 du produit net (art. 87).

Ces redevances doivent être payées par trimestre avec pénalité de 2 p. 100 par mois en cas de retard (art. 227), et en cas de retard d'un trimestre, la mine est vendue judiciairement aux enchères au profit du concessionnaire déchu, s'il y a acquéreur ; à défaut le terrain redevient libre comme avant (art. 230-236).

Aux termes de l'article 30, tous les impôts édictés par le Code devraient être fixes et invariables pour toute la durée de la concession (art. 91), et ce serait l'explication de la temporanéité de la concession que nous relations ci-dessus. Mais que vaut en fait une pareille garantie lorsque les lois changent avec la rapidité que nous avons signalée et que chaque nouvelle loi substitue à l'ancienne, même pour les concessions extérieures, de nouvelles taxes ? Les droits acquis que l'article 278 de la présente loi déclare notamment maintenus devront-ils s'entendre en ce sens, en ce qui concerne les taxes, que les lois postérieures si elles pouvaient toucher à leur caractère, leurs attributs essentiels, leur procédure, ne pourraient modifier leurs bases ? Cette restriction du pouvoir du législateur en matière d'impôts quand il est si peu restreint sur les autres points, au moins aussi importants, ne laisserait pas d'étonner.

Déchéance des concessions. — La déchéance est prévue contre le concessionnaire qui laisse passer trois ans sans commencer ou sans continuer l'exploitation (art. 43), avec possibilité d'obtenir de l'administration (art. 223) la faculté de proroger une fois ce délai (art. 56, 3°), ou qui est en retard d'un an pour le paiement des taxes (art. 56, 5°) ; la déchéance dans tous les cas consiste en une expropriation forcée par voie judiciaire poursuivie à la requête de l'administration (art. 224 et suivants).

(*) 1 *bolivar* = 1 franc.

Administration et Police des mines. — L'administration des mines ressortit pour tout le Vénézuéla à une Direction des mines qui dépend du ministre du *Fomento*. En dehors d'un *inspecteur technique*, dont le titre indique les attributions, le pays est partagé en districts miniers qui ressortissent à un chef civil (*jefe civil*) y administrant les affaires de mines avec le concours de garde-mine (*guarda minas*). Ainsi que nous l'expliquions ci-dessus, en traitant du caractère juridique des mines, et suivant du reste une tradition du droit minier hispano-américain, l'autorité judiciaire intervient avec le concours d'experts, quand besoin est, toutes les fois qu'il s'agit de régler les questions réelles touchant à la propriété même de la mine ou à des relations avec les mines voisines ou avec la propriété de la surface.

La police des mines, en ce qui concerne la conduite des travaux, dépend plus spécialement de l'*inspecteur des mines* qui, en outre de certaines règles techniques sur la conduite des travaux, figurant déjà en détail dans la loi (art. 122 à 131), doit édicter les règlements nécessaires (art. 121) et prend, s'il y a lieu, les mesures individuelles que les circonstances justifieraient (art. 133) et provoque même la fermeture de la mine, en cas de péril imminent (art. 134), ce qui semble être la seule sanction que peuvent avoir, d'après le Code, les mesures de police, en dehors de la responsabilité civile que peut encourir l'exploitant.

Conditions d'emploi des ouvriers. — La loi a réglé avec une certaine sollicitude les conditions d'emploi des ouvriers (art. 137-146). Ils ne peuvent travailler au fond que par postes de six ou huit heures, avec heures supplémentaires payées sur le tarif de 1 fois 1/2 (art. 139). En cas de maladie, l'ouvrier qui est dans l'entreprise depuis plus de deux mois a droit à son plein salaire pendant un mois (art. 146).

Pénalités. — En dehors des sanctions administratives ci-dessus signalées, la seule pénalité prévue par la loi (art. 150) est une amende pouvant aller jusqu'à 1.000 *bolivars* (1.000 francs) à infliger par le Président de l'Etat ou le gouverneur du territoire, sur le rapport du garde-mines, pour exploitation illicite.

L. A.

ÉTUDE

SUR LES

MINERAIS DE FER SCANDINAVES

LAPONIE SUÉDOISE. — GRÄNGESBERG. — GISEMENTS DE MINERAIS PAUVRES

Par M. P. NICOU, Ingénieur au Corps des Mines.

(*Suite et fin.*)

TROISIÈME PARTIE.

SÉPARATION MAGNÉTIQUE ET BRIQUETAGE.

LA SÉPARATION MAGNÉTIQUE DES MINERAIS DE FER.

Les minerais de fer extraits en Suède sont, pour la majeure partie (90 p. 100), des magnétites (*) ; en second lieu, le phosphore qu'ils contiennent est généralement

(*) Les statistiques donnent pour l'hématite (oligiste) les nombres suivants :

	HÉMATITE	MINERAI TOTAL	P. 100 D'HÉMATITE
1901	286.576	2.795.160	10,3
1902	280.675	2.896.616	9,7
1903	296.820	3.677.841	8,1
1904	287.845	4.084.647	7,0
1905	273.917	4.365.967	6,3
1906	347.864	4.502.597	7,5
1907	583.970	4.480.070	12,6
1908	601.896	4.713.160	12,2
TOTAUX	2.959.563	31.516.058	9,3

inclus sous forme de phosphate de chaux cristallin, d'apatite non attirable à l'aimant. On comprend que, dans ces conditions, les procédés de séparation et d'enrichissement magnétiques ainsi que ceux de déphosphoration magnétique aient trouvé dans ce pays un vaste champ d'application et que de nombreux ingénieurs suédois se soient attachés à en poursuivre le perfectionnement ; et, de fait, on peut dire que presque toutes les améliorations apportées aux méthodes magnétiques de triage, d'enrichissement et de déphosphoration en ces vingt-cinq dernières années ont eu pour point de départ des études entamées en Suède.

L'application de ces méthodes a permis, d'une part, de traiter dans de bonnes conditions les produits bruts extraits des mines, dont les dimensions réduites ne pouvaient se prêter à un triage pratique à la main ; en second lieu, d'enrichir des minerais pauvres en les séparant après broyage de leurs gangues ou impuretés non magnétiques et d'arriver en fin de compte à des minerais à haute teneur en fer et à simples traces de phosphore, donc à des produits de haute valeur marchande.

L'élimination du phosphore contenu est d'autant plus complète que les morceaux du minerai initial ont été plus finement broyés ; on obtient alors une poudre de minerai de fer finale, ou *slig*, inutilisable directement dans les hauts fourneaux. De là nécessité, avant l'emploi en métallurgie pour production de fonte, d'une agglomération, d'un briquetage, question à la résolution pratique de laquelle on s'est également attaqué en Suède.

L'attention vient d'être fortement attirée dans le monde sidérurgique sur ces méthodes d'enrichissement par la mise en valeur en Norvège de gisements très puissants de minerais de fer pauvres, situés en général à des latitudes supérieures à celle du cercle polaire, qui se prêtent d'une façon plus ou moins parfaite à ces traite-

ments et dont, sans ces derniers, on n'aurait vraisemblablement pas pu entreprendre l'exploitation. Les noms du Dunderland, du Sydvaranger, du Salangen, de Bogen (Ofoten) sont aujourd'hui bien connus des sidérurgistes allemands et anglais consommateurs de minerais de fer non phosphoreux ; grâce à eux, la Norvège a pris place en ces toutes dernières années sur les marchés d'importation comme pays fournisseur de minerais de haute qualité.

Nous allons, dans les chapitres qui vont suivre, donner un aperçu aussi complet que possible de l'état actuel de la question dans la pénisule scandinave et décrire les appareils principalement employés dans les usines, renvoyant pour plus de détails sur les installations suédoises à deux article de M. Walfrid Petersson, professeur à l'Ecole supérieure des Mines de Stockholm, articles parus en 1903 et 1910 dans les *Jernkontorets Annaler*, sous les titres suivants : *Of Anrikning af Svenska Järnmalmer* (Sur l'enrichissement des minerais de fer suédois, 1903) et *Den Svenska Järnsmalmsanrikningens Nuvarande Standtpunkt* (Sur la situation actuelle de l'enrichissement magnétique des minerais de fer suédois, 1910). M. le professeur Petersson a bien voulu mettre à notre disposition son article avant sa publication officielle, ce dont nous tenons particulièrement à le remercier.

Historique. — Avant de commencer l'étude annoncée, commençons à bien définir la façon dont on range en Suède, dans les statistiques et documents officiels, les divers ateliers magnétiques suivant leur mode de travail. Deux classes sont envisagées ; la première comprend les *sofringsverk* (traduction littérale : *usines de séparation*), c'est-à-dire les ateliers où le triage est prépondérant, où le minerai brut ne subit pas de broyage ou bien, dans le cas où il en subit un, où ce broyage n'est pas une pul-

vérisation, où les morceaux sont amenés aux dimensions minima de 30 à 40 millimètres et où, par suite, il n'y a que peu de poussière à traiter. La seconde classe est celle des *anrikningsverk* (*usines d'enrichissement*), où l'on effectue des broyages dans des appareils à boulets, tubes mill ou autres, amenant le minerai ou une grande partie du minerai, en poudre et à des dimensions au-dessous de $0^{mm},5$ ordinairement, où l'on obtient par suite une très forte proportion, sinon la totalité des produits marchands sortants sous forme de slig.

La préparation magnétique a naturellement commencé en Suède par de simples sofringsverk ; ce ne fut que plus tard quand les appareils se perfectionnèrent, que l'on envisagea le traitement des minerais pauvres ou d'une certaine quantité des produits des sofringsverk pour slig riche. Il en résulta que de nombreux ateliers, initialement simples triages, s'adjoignirent des sections d'enrichissement ; mais tandis que les statistiques minières envisagent les premiers ateliers comme de simples dépendances légales des mines, les anrikningsverk furent considérés comme des industries annexes dont les entrées et les sorties sont consignées dans des tableaux spéciaux, qui du reste portent aussi la production des usines de briquetage alimentées par les produits d'enrichissement.

Les ateliers de triage magnétique qui ne font que du triage magnétique sont relativement peu nombreux aujourd'hui ; on peut citer parmi eux ceux de Dannemora (créé en 1893), de Tybo près Grängesberg (1897), de Sköttgrufvan (1900), d'Idkerberg (1904), de Bipsberg (1906), de Skedika (1907), de Gellivare (1910). La plus ancienne installation, celle de Slotterberg remontant à 1885, s'est adjoint comme bien d'autres, un anrikningsverk en 1908.

Pour ce qui est des installations d'enrichisssement, la

première en date fut celle d'Herräng, sur la côte de la Baltique entre Stockholm et Gefle, où en 1894 des essais furent faits avec un séparateur dérivé du type américain Monarch et introduit en Suède par M. Porter. Une société suédoise, à la suite de ces expériences qui avaient conduit à des résultats satisfaisants, fut créée pour l'exploitation de ces brevets sous le nom de *Aktiebolaget Svenska Magnetiska Malmskiljaren* (Société suédoise des séparateurs magnétiques à minerai). Ce ne fut du reste qu'à partir de 1898 que l'usine d'Herräng fonctionna d'une manière courante ; le minerai qu'elle traitait, provenant des mines voisines de Jakobi, Eknas, Markdal et Nya Lappgrufvan, tenait de 35 à 40 p. 100 de fer, avec jusqu'à 1,2 de soufre et seulement 0,003 de phosphore. On obtenait des sligs à 63-66 de fer, 0,17 de soufre et 0,003 de phosphore. On avait donc surtout un enrichissement et l'on réalisait accessoirement un abaissement considérable de la teneur en soufre.

En cette même année 1898, une seconde installation commençait à fonctionner, mais alors tout au Nord du pays, en Norrbotten à Svartön, le port de Luleå, où venaient s'embarquer les minerais de Gellivare. On y employait aussi des séparateurs du type Monarch, qui, à partir du minerai à 58 de fer et 1 de phosphore, obtenaient (avec également des installations pour récupérer les hématites que renferme avec la magnétite le minerai de Gellivare) diverses classes de produits marchands entre 60 et 70 de fer et 0,75 à 0,127 de phosphore, et un slig riche en apatite (25 p. 100 d'acide phosphorique) d'où l'on tirait des engrais phosphatés par la méthode de Wiborgh (calcination avec du carbonate de soude pour tétraphosphate de sodium et de calcium). Une troisième installation entrait aussi en œuvre en cette même année 1898, celle de Baggå, dans le centre du pays, avec des conditions analogues à celles de Herräng au point de vue teneur en fer

des minerais reçus, mais avec utilisation d'un autre type de séparateur, celui de Gröndahl, du nom de son inventeur, un Suédois qui avait déjà installé ses appareils à Pitkäranta en Finlande.

Les résultats obtenus dans ces diverses usines furent concluants et de nouvelles unités se créèrent en Suède dans les années suivantes, en même temps que de nouveaux et nombreux appareils magnétiques faisaient leur apparition et recevaient un accueil plus ou moins favorable.

Les installations successivement mises en marche furent les suivantes : en 1901, celles de Bredsjö, d'Högberg (Persberg) et de Stråssa ; en 1902, Klacka-Lerberg et Blötberg ; en 1903, Lomberg, Ormberg et Björnberg ; en 1904, Romme bientôt arrêté, Norra Stallberg, Kallmora et Långgrufvan ; en 1906, Guldsmedshyttan, Uttersberg et Flogberg ; en 1907, Vintjärn, Södra Hyttan, Kantorp et Karlsvik qui remplaçait dans le Nord de la Suède l'usine de Svartön, arrêtée depuis 1904, après avoir produit 350.000 tonnes de sligs divers (la difficulté de placer les phosphates obtenus dans cette usine fut la cause prédominante de son échec) ; en 1908, Sikfors, Slotterberg, Riddarhyttan, Vigelsbo, Persberg (nouvelle installation remplaçant la précédente d'Högberg), Timansberg ; en 1910, Dalkarlsberg et Ostanmossa (Norberg). De ces installations avaient commencé à fonctionner comme simples ateliers de triage magnétique avec les dates de mise en route : Klacka Lerberg (1893), Björnberg (1899), Kallmora (1894), Vintjärn (1895), Kantorp (1893), Slotterberg (1885), Vigelsbo (1900), Dalkarlsberg (1901), etc.

Dans ces ateliers tant de simple triage magnétique que d'enrichissement proprement dit, on a quelquefois à traiter des minerais qui ne sont pas uniquement composés de magnétite, mais qui contiennent aussi des proportions plus ou moins fortes d'hématite. On y ajoute

alors, pour ne pas perdre ce produit, des appareils appropriés (tables, lavoirs à secousses, etc.). C'est le cas des installations suivantes : Stråssa, Lomberg, Ormberg, Guldsmedshyttan, Kantorp et Dalkarlsberg pour les usines d'enrichissement et de Tybo et Bipsberg pour les simples triages.

Il existe également en Suède pour le traitement de certains minerais exceptionnels, exclusivement ou en majorité composés d'hématite, des installations spéciales, dont ne fonctionnent plus avec broyage des minerais que celle d'Asboberg et pour celles sans broyage celle de Långban.

Concurremment avec le développement des ateliers de préparation et d'enrichissement en Suède, de nombreux perfectionnements étaient apportés aux appareils anciennement employés, et de nouveaux modèles furent créés. C'est ainsi qu'après le séparateur Wenström des premiers sofringverk et les Monarch et Gröndahl d'Herräng, de Svartön et de Baggå, apparurent les Gröndahl n°s II, III, IV et V, les Fröding, les Vulcanus, les Landen-Josephson, les Eriksson, les Forsgren, les Ekman-Markman, les Lundberg-Holmberg, etc. Pour se qui se rapporte au broyage, on l'exécuta soit avec les broyeurs courants de l'industrie, soit avec des appareils plus perfectionnés, comme les moulins à boulets ou les tubes mills. Aucune année ne se passa en somme sans que quelque nouvelle amélioration ne fût trouvée.

Le briquetage des minerais prenait aussi une place de plus en plus importante, et les procédés Gröndahl acquéraient là aussi une renommée telle que presque toutes les installations de la péninsule scandinave sont de ce type. Au début de 1910, seize usines de briquetage étaient (plus deux en construction à Avesta et Hofors)

en marche, treize directement en relation avec des ateliers d'enrichissement juxtaposés, à Herräng, Vigelsbo, Södra Hyttan et Bredsjö, Sikfors, Guldsmedshyttan, Stråssa, Flogberg, Uttersberg, Andersbenning (Långgrufvan), Riddarhyttan, Karlsvik et Ostanmossa (Norberg). Deux autres étaient celles de Näs et Högbo annexées aux usines métallurgiques de Horndal et Sandviken, qui recevaient des sligs de diverses provenances; enfin la dernière était celle d'Helsingborg, n'ayant plus alors de caractère commun avec les précédentes, puisqu'elle ne fait qu'agglomérer, pour la vente, après départ du cuivre et du soufre, des pyrites traitées dans la même usine et provenant de la mine norvégienne de Sulitelma.

Sur les usines précédentes les suivantes, avec entre parenthèses leur dates de mise en service, utilisaient les procédés Gröndahl : Avesta (1910), Hofors (1910), Herräng (1905), Vigelsbo (1908), Södra-Hyttan et Bredsjö (1903), Sikfors (1907), Guldsmedshyttan (1905), Stråssa (1908), Flogberg (1907), Uttersberg (1905), Riddarhyttan (1908), Hofors (1905), Karlsvik (1907), Näs (1907), Helsingborg (1906), Ostanmossa (1909).

Production de ces divers ateliers. — Sans vouloir remonter au delà de 1906, donnons pour les quatre années 1906-1909 la production d'après les statistiques officielles; nous ferons seulement remarquer que les chiffres ne doivent pas être pris *stricto sensu;* en particulier dans les ateliers de triage sont compris certains ateliers d'enrichissement véritables, comme ceux de Björnberg et de Ormberg.

	MINERAI de triage	MINERAI enrichi	TOTAL	p. 100 de la production de minerai en Suède	BRIQUETTES
	tonnes	tonnes	tonnes	p. 100	tonnes
1906........	190.904	131.407	322.311	7,16	78.205
1907........	221.481	178.567	400.048	8,92	137.700
1908........	256.875	296.400	553.275	11,74	224.536
1909........	177.714	225.983	403.697	10,39	183.200

Pour les briquettes, la part d'Helsingborg était respectivement de 21.171, 49.168, 31.320 et 34.820 tonnes, ce qui ramènerait ce qui est obtenu à partir de minerais suédois à 57.034, 88.532, 193.216 et 148.380 tonnes; la diminution de 1909 est toujours due à la grève générale de l'été. En ne considérant que les années normales 1906-1908, l'augmentation du minerai de triage de 1908 sur 1906 est de 34, 54,de celui d'enrichissement de 125,56 et des briquettes totales suédoises de 187,11 p. 100.

Disposition générale des installations. — Les ateliers de simple triage fonctionnent toujours d'une façon très élémentaire : les matériaux entrants subissent ou non un concassage qui débite les trop gros morceaux en plus petits de façon à réaliser dans de meilleures conditions le triage, qui se fait à la main pour les parties au-dessus de 50 millimètres généralement : les parties plus menues sont classées en différentes catégories suivant leur grosseur et passent sur des séparateurs magnétiques qui n'attirent que la magnétite. — La présence de minerai hématisé dans les produits à traiter complique un peu le problème en ce sens que le stérile et l'hématite ne sont pas séparés l'un de l'autre par les séparateurs magnétiques ordinaires et que l'on doit ensuite effectuer un triage secondaire par des tables à secousses et des bacs à piston ou par des bacs de dépôt pour les parties les plus fines. Nous avons donné, à propos de l'atelier de Tybo, annexé au gisement de Grän-

gesberg, un exemple de ce second cas, traité dans toute son ampleur.

Les ateliers d'enrichissement magnétique ont subi au contraire, depuis l'origine, des modifications qui ont amené une complication un peu plus grande, de façon à permettre d'arriver dans les meilleures conditions à des sligs les plus riches qu'il soit possible en fer. Au début, le schéma était très rudimentaire ; le minerai entrant passait dans un broyeur à boulets que suivait directement le séparateur magnétique donnant, d'une part, le slig, de l'autre, le stérile. Une installation comprenait donc seulement un broyage et une séparation.

Vers 1903, la préparation devient déjà plus complète ; le broyage initial comprend deux phases, un broyeur de gros préparant le travail du moulin à boulets suivant. Le séparateur vient ensuite, donnant, d'une part, du stérile immédiatement rejeté, de l'autre, une matière enrichie en fer, qui est à nouveau envoyée à un second séparateur finisseur; celui-ci donne du stérile et un slig que l'on crible en deux catégories : le fin au-dessous de $0^{mm},4$ en moyenne (0,5 à 0,3) et le gros au-dessus de cette dimension; ce dernier est renvoyé au moulin à boulets pour subir une seconde pulvérisation : donc deux broyages, deux séparations, un criblage.

On apporte ensuite de nouveaux perfectionnements jusqu'au schéma actuel complet suivant : le premier broyage est suivi d'un premier triage magnétique éliminateur d'une partie du stérile, qui n'a aucunement besoin d'être pulvérisée à fond. Le broyeur à boulets reçoit donc seulement le magnétisé du premier appareil, d'où pour lui un travail relativement moins grand. Il précède un second séparateur, qui donne encore un stérile à rejeter et un premier slig que l'on pulvérise à outrance dans un tube mill que suivent deux séparateurs en série, le second ne recevant pas le non-magnétique éliminé par le premier. Les pro-

duits n'ont pas alors à revenir sur leurs pas dans le trai-

Schéma III

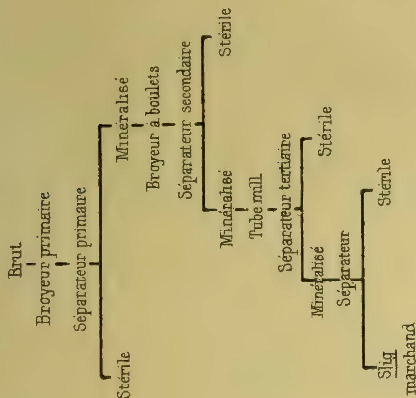


Schéma II

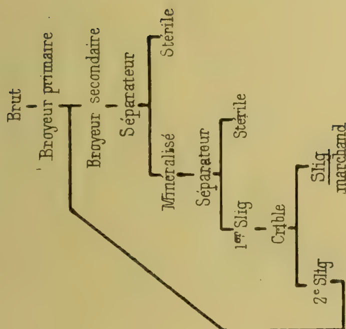
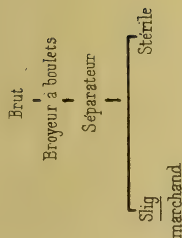


Schéma I

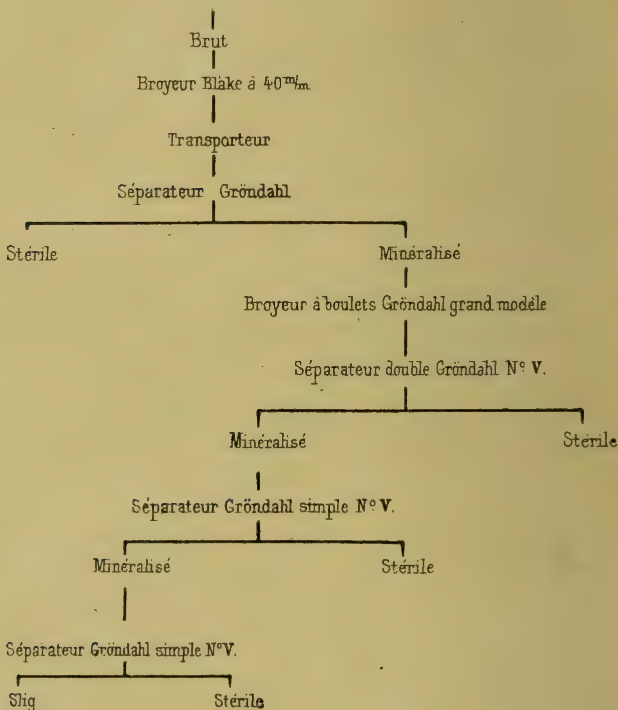


tement complet, et le passage à travers l'atelier est

continu. On a trois broyages et quatre séparations successives.

Le tableau ci-dessus, dans lequel nous avons rapproché ces trois schémas de traitement, montre clairement les tendances successives.

Des modifications que les circonstances particulières justifient peuvent être apportées à ces types généraux ; en particulier, le troisième broyage est souvent supprimé,



et on s'en tient à deux, comme c'est le cas dans l'installation récente d'Ostanmossa (V. les plans de cette usine Pl. IV) traitant certains minerais du gisement de Norberg et dont la mise en marche ne remonte qu'au

mois de janvier 1910; elle fonctionne comme le montre le tableau de la page précédente.

Passons successivement maintenant en revue les différents types d'appareils utilisés dans les diverses parties de ces ateliers magnétiques.

Broyeurs. — Le broyage primaire, qui n'est, en somme, qu'un concassage, se fait le plus souvent avec des broyeurs des types courants Blake ou Gates. On emploie aussi, mais d'une manière moins fréquente, des broyeurs à cylindres qui sont de deux types : les broyeurs de gros, où l'écartement des cylindres atteint de 5 à 10 millimètres, les broyeurs de fin, à écartement au-dessous de 5 millimètres ; on ne passe pas dans ces appareils de morceaux au-dessus de 30 millimètres, et ordinairement même on se tient au-dessous de 20. Quelques types des appareils utilisés seront les suivants :

USINE	MODÈLE	DIAMÈTRE des cylindres	LONGUEUR des cylindres	TOURS par minute	ESPACEMENT des cylindres
		millimètres			millimètres
Dalkarksberg....	Grand	630	320-300	92	5
Klacka-Lerberg..	—	650	310-290	84	10
Asboberg.......	—	700	320-300	66	10
Dalkarlsberg.....	Petit	508	355-335	110	—
Klacka-Lerberg..	—	500	355-335	110	—
Ormberg........	—	550	275	100 à 80	5
Asboberg.......	—	508	355-335	90	5

Les résultats du passage dans ces appareils sont à Klacka-Lerberg :

Gros broyeur.. 82,7 p. 100 sortent au-dessus de 7 millimètres.
— .. 13,1 — — entre 6 et 2 millimètres.
— .. 4,2 — — au-dessous de 2 millimètres.
Petit broyeur.. 43,0 — — au-dessus de $2^{mm},5$.
— .. 57,0 — — au-dessous de $2^{mm},5$.

La force consommée varie entre 6 et 7 chevaux par appareil.

On utilise aussi parfois des broyeurs à meules tournantes et roulantes comme à Klacka-Lerberg, où le magnétisé du premier séparateur, morceaux de 60 à 18 millimètres, est traité avant d'aller au cylindre broyeur du gros ; on y passe de 3.500 à 4.000 kilogrammes à l'heure, et on y amène 60 p. 100 environ à des dimensions inférieures à 5 millimètres.

Aucun des appareils précédents ne pousse bien loin le broyage, et ce sont seuls les moulins à boulets ou les tubes mills qui sont employés couramment pour réaliser les faibles dimensions, nécessaires pour les sligs de première qualité.

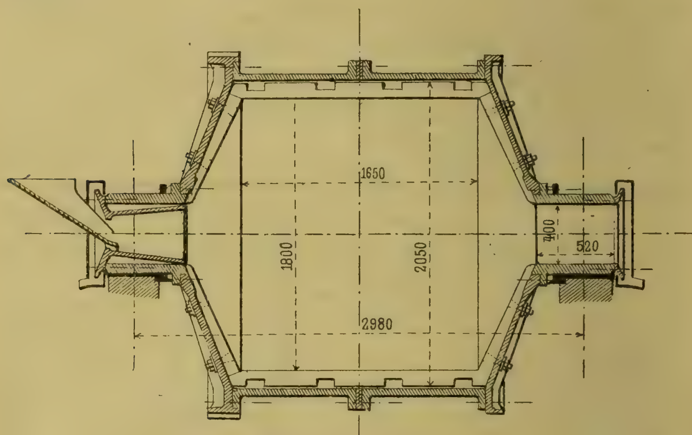


Fig. 17. — Coupe d'un broyeur Gröndahl.

Les broyeurs à boulets sont de trois types, le type Gröndahl (*fig.* 17) avec ses deux modèles grand et petit, le Landen-Josephson et le Smidth. Les Gröndahl sont, du reste, absolument prépondérants, puisque, sur 40 appareils en service dans les installations en marche en janvier 1910, contre 17 et 20 respectivement des grands et petits modèles Gröndahl, on ne pouvait opposer que 2 Landen-Josephson et 1 Smidth. Les Landen-Josephson ne sont d'ail-

leurs que des modifications des broyeurs Krupp dont ils ne se séparent que par des détails. On a aussi employé des broyeurs type Heberles, à Striberg.

Les broyeurs grand et petit de Gröndahl diffèrent principalement par leurs longueurs, 2 mètres pour le premier, 1 mètre pour le second ; en outre, les bases d'arrivée et de sortie, qui sont coniques dans le grand modèle, sont planes dans le petit. Le garnissage intérieur est constitué par des barres de fonte coulée en coquille pour la surface latérale du cylindre et par des plaques de même constitution pour les bases ; de manière à faciliter les remplacements, les plaques de base sont formées de deux parties, une centrale et une périphérique, cette dernière s'usant plus vite que la première et nécessitant par suite des changements plus fréquents. Les barres latérales ne sont pas ordinairement jointives, mais espacées de 30 millimètres. Les boulets broyeurs sont en fonte de première fusion ou de seconde fusion coulée en coquille, ou en acier dur. Leur nombre et leur poids varient suivant les appareils et surtout suivant les minerais qu'ils ont à passer ; l'usure est également fonction des conditions locales.

Les matières introduites dans ces broyeurs ne doivent pas dépasser, en général, la dimension de 35 à 40 millimètres ; on les amène à l'intérieur du moulin par un conduit conique et avec un courant d'eau dont la vitesse est réglée suivant le débit que l'on veut donner à l'appareil et, par suite, suivant la finesse de broyage que l'on veut réaliser ; les broyeurs, en effet, ne comportent souvent pas de tamis de sortie, et l'eau qui remplit l'intérieur assure seule l'évacuation des parcelles broyées ; mais de nombreuses nouvelles installations se complètent par des tamis de sortie dont les mailles, suivant les cas, ne laissent passer que ce qui est au-dessous de dimensions comprises entre 2 millimètres et $0^{mm},5$.

Le poids des boulets contenus dans ces appareils varie de 400 à 1.500 kilogrammes pour les petits modèles et atteint 900 à 3.000 pour les grands ; la quantité de matières passées à l'heure oscille suivant la finesse voulue entre 1.500 et 3.000 kilogrammes dans le premier cas et 2.500 à 8.000 pour le second ; le nombre de tours par minute est compris entre 25 et 30, 28 et 35 respectivement.

La consommation ou l'usure des boulets est différente, suivant que l'on utilise des boulets en fonte ordinaire ou en coquille, ou en acier ; des essais faits à Klacka-Lerberg ont donné pour usure par tonne de minerai brut reçu 1.480 grammes pour la fonte ordinaire et seulement 430 pour l'acier ; des essais analogues ont été faits à Ryddarhyttan où l'on a eu les nombres correspondants 1.120 et 280. La fonte en coquille donne des résultats approchant de ceux de l'acier.

Les dimensions des boulets et, partant, leur poids unitaire sont également très différents suivant les installations ; on ne descend pourtant pas au-dessous de 5 kilogrammes, mais on arrive à 13, ce qui correspond à un diamètre de 145 millimètres : la consommation en eau est d'à peu près 200 litres par minute pour les petits modèles, 350 pour les grands. La force nécessaire pour faire tourner l'ensemble, ordinairement sur des galets de roulement, de façon à réduire les frottements au minimum, est de 12 à 75 chevaux suivant les dimensions et les débits.

Le tableau suivant, emprunté à M. Petersson, donne un certain nombre de caractéristiques pour plusieurs broyeurs Gröndahl de Suède :

	TENEUR en Fe à l'entrée	POIDS de boulets	POIDS du boulet	TOURS par minute	BRUT passé par heure	FORCE néces-saire	CONSOMMATION de boulets F = Fonte ordinaire Fc = Fonte coquille. A = Acier.
Petit type							
		kilogrammes	kilogr.		kilogrammes	chev.	tonne de brut
Blötberg........	51	400	6	28	2.500	12	220 à 300 gr. Fc
Herräng.	33-35	1.500	12,5	28	2.000	n. d.	n. d.
Timansberg......	39	1.000	7,5	n. d.	1.500	n. d.	n. d.
Uttersberg.......	48-50	1.000	12,5	27	2.200	n. d.	
Grands types.							
Blötberg........	51	900	6	28	4.100	34	220 à 300 gr. Fc
Flogberg........	23 et 33-40	3.000	13	30	3.500	40	920 gr. F
Ostanmossa......	28 à 30	2.500	n. d.	30-35	4.900	70	640 » Fc
Riddarhyttan	35 à 46	3.000	12,5	33	5.000 à 8.000	75	520 » Fc
Guldmedshyttan..	40-47	2.000 et 2.500	12,5	31	5.200 à 6.300	n. d.	340 » A

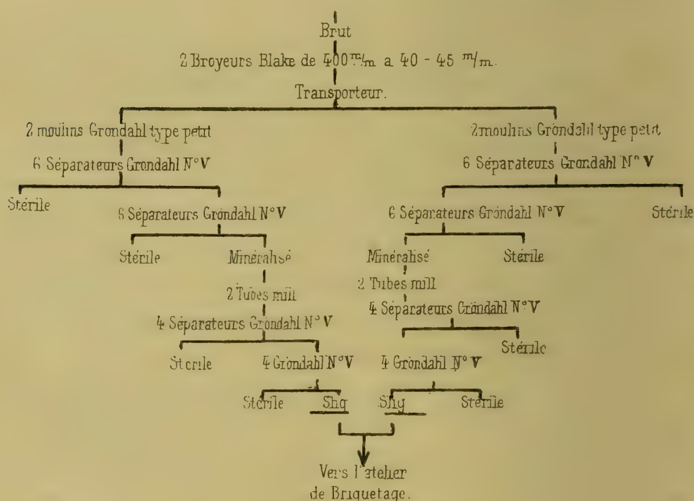
Enfin, comme dernier appareil de broyage employé dans les ateliers d'enrichissement, nous avons à signaler les tubes mills qui assurent la pulvérisation finale des minerais à traiter. Les dimensions courantes des tubes sont pour la longueur 4 à 5 mètres, pour le diamètre 800 à 1.300 millimètres ; leur rotation se fait ordinairement à la vitesse de 25 à 35 tours par minute et leur consommation de force est de 28 à 30 chevaux. Les tubes reçoivent des produits aux dimensions initiales de 1 à 2 millimètres et les amènent en majeure partie au-dessous du dixième de millimètre. Leur garnissage intérieur est en plaques de quartz ou de quartzite et les boulets sont en silex des environs de Malmö.

Comme exemple, le tube de Flogberg, de 4 mètres de longueur pour un diamètre de $1^{m},200$, tourne à 25 tours avec une consommation de 40 chevaux. Les produits qui en sortent sont :

pour 2,2 p. 100 aux dimensions de...........	$0^{mm},30$	à	$0^{mm},19$
— 7,3 — —	0 ,19		0 ,13
— 22,2 — —	0 ,13		0 ,08
— 68,2 — — au-dessous de	0 ,08		

Il faut, du reste, remarquer que les ateliers qui se servent de tubes mills sont presque exclusivement des ateliers auxquels sont annexées des usines de briquetage (Flogberg, Guldsmedshyttan, Herräng, Karlsvik, Riddarhyttan, Stråssa, Uttersberg). La finesse du grain est, en effet, un élément intéressant pour obtenir de bonnes briquettes résistantes et bien déphosphorées.

Comme exemple d'installation où le broyage est extrêmement poussé et où les résultats obtenus paraissent satisfaisants, nous pouvons donner ci-dessous celui de Karlsvik; cet atelier traite des varpmalm de Gellivare à 48 Fe et 0,65 Ph, d'où on tire des briquettes à 71,5 Fe et 0,007 Ph (chiffres moyens de l'année 1909).



Dans l'année 1908 de marche courante, on y avait passé 50.783 tonnes de brut ayant produit 33.780 tonnes de slig, soit un rendement de 65 p. 100 (l'atelier de briquetage avait donné en cette même année 36.628 tonnes).

Herräng est une des plus puissantes installations suédoises d'enrichissement.

Appareils magnétiques. — Les appareils employés dans les divers ateliers de triage et d'enrichissement peuvent être classés en plusieurs catégories suivant le genre de travail qu'ils ont à exécuter. La première classe comprend les trieurs ou séparateurs ordinaires à sec (*malmskiljare*), que l'on emploie dans les ateliers de triage simple ou comme dégrossisseurs dans les ateliers d'enrichissement ; la seconde est celle des séparateurs proprement dits, qui traitent des produits finement broyés et qui, eux-mêmes, suivant les dimensions des matériaux qu'ils passent, peuvent être rangés en séparateurs primaires pour les plus gros éléments et en séparateurs de fins et des chlamms pour les menus (*föreseparator*, *finseparator* et *slamseparator*).

Trieurs ordinaires. — Les trieurs ordinaires dérivent tous plus ou moins de l'appareil initial Wenström, qui fut employé en Suède dès 1882, à Slotterberg. Le *Wenström* type (*fig.* 18) se compose d'un cylindre en bois de 650 millimètres de diamètre et 750 de longueur, animé d'un mouvement de rotation autour de son axe horizontal et portant sur sa surface des barres de fer doux longitudinales de 15 à 20 millimètres de largeur, en saillie de 10 millimètres et espacées de 20 à 30 millimètres. Le mouvement de rota-

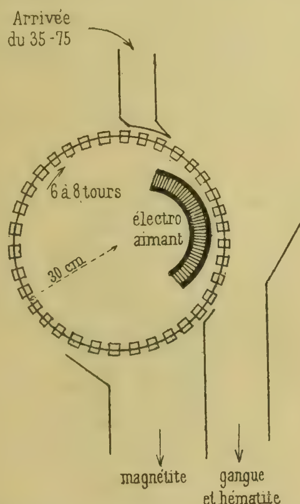


Fig. 18. — Schéma de l'appareil Wenström.

tion est de 6 à 8 tours par minute. L'aimantation des barres de fer doux est produite par un aimant fixe. Le minerai qui arrive sur le cylindre d'une façon continue à sa partie supérieure est retenu pour ses parties magnétisées par le magnétisme induit sur les barres pendant la première partie de la révolution du cylindre (le stérile ou le non-magnétique tombant alors dans un conduit d'évacuation). Dans le reste de la révolution, l'aimantation des barres disparaît, et la magnétite, à son tour, tombe dans un couloir collecteur.

De tels appareils ont été longtemps utilisés sous cette forme primitive ; mais, en général, l'aimantation induite n'était pas assez forte et des pertes de parties assez minéralisées se faisaient dans l'opération. Aussi chercha-t-on à les éviter en modifiant le système. Une modification assez simple fut apportée à Tybo (Grängesberg) en 1909 ; elle consista à supprimer les barres de fer doux et à avoir,

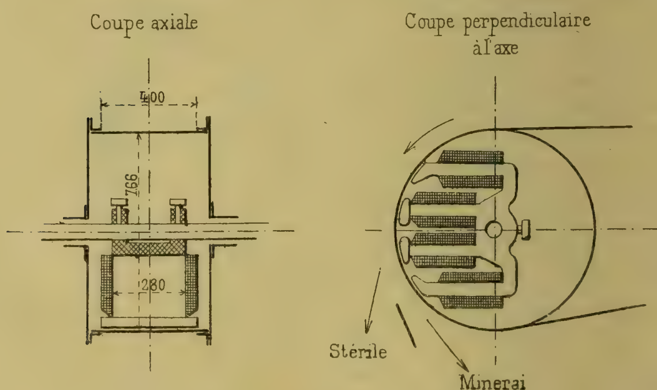


Fig. 19. — Séparateur-trieur Gröndahl.

au lieu du cylindre précédent, un simple cylindre métallique à l'intérieur duquel se trouve l'aimant fixe très rapproché de sa surface ; le minerai était alors soumis à l'in-

fluence directe de l'aimant primaire et les résultats furent plus favorables.

D'autres types furent aussi mis en service, dont les plus courants sont, par ordre de fréquence dans les ateliers : les Gröndahl, les Vulcanus, les Knut Erikson et les Landen-Josephson.

Les appareils *Gröndahl* (*fig.* 19) sont essentiellement composés d'un cylindre de 800 millimètres de diamètre et 400 de largeur, tournant autour de son axe horizontal à la vitesse de 18 à 23 tours à la minute ; à son intérieur se trouvent quatre pôles d'aimant arrivant presque à son contact et juxtaposés sur un quart environ de la section. Le cylindre entraîne avec lui une courroie de caoutchouc qui lui amène le minerai de la trémie collectrice ; le stérile non attiré tombe immédiatement dans un couloir d'évacuation tandis que le magnétisé ne se sépare de la courroie qu'après être sorti du champ magnétique. Le courant d'aimantation est fourni à la tension de 110 volts et sous un ampérage de 8 à 10 ampères ; le débit horaire peut atteindre 15.000 à 20.000 kilogrammes.

Le *Vulcanus* (*fig.* 20) est également constitué par un cylindre, en tôle de zinc, muni à sa surface de lamelles alternatives de fer doux et d'un métal non magnétique, cuivre ou zinc ; la largeur des lames de fer est de 12 millimètres, celle de l'autre métal de 3 millimètres. L'aimantation est produite par un électro-aimant intérieur en forme de fer à cheval ; le diamètre ordinaire est de 600 millimètres ; les largeurs varient suivant les types de 390 millimètres pour le modèle A à 650 pour le modèle B ; le courant d'aimantation est de 220 volts et l'ampérage de 1,6 pour A et de 2,9 pour B. La vitesse de rotation est de 15 à 23 tours par minute. Le grand modèle peut traiter facilement 10 à 12.000 kilogrammes de brut par heure et arrive fréquemment à 15 à 40 tonnes, le petit étant capable de 5 à 20 tonnes suivant la nature du minerai entrant.

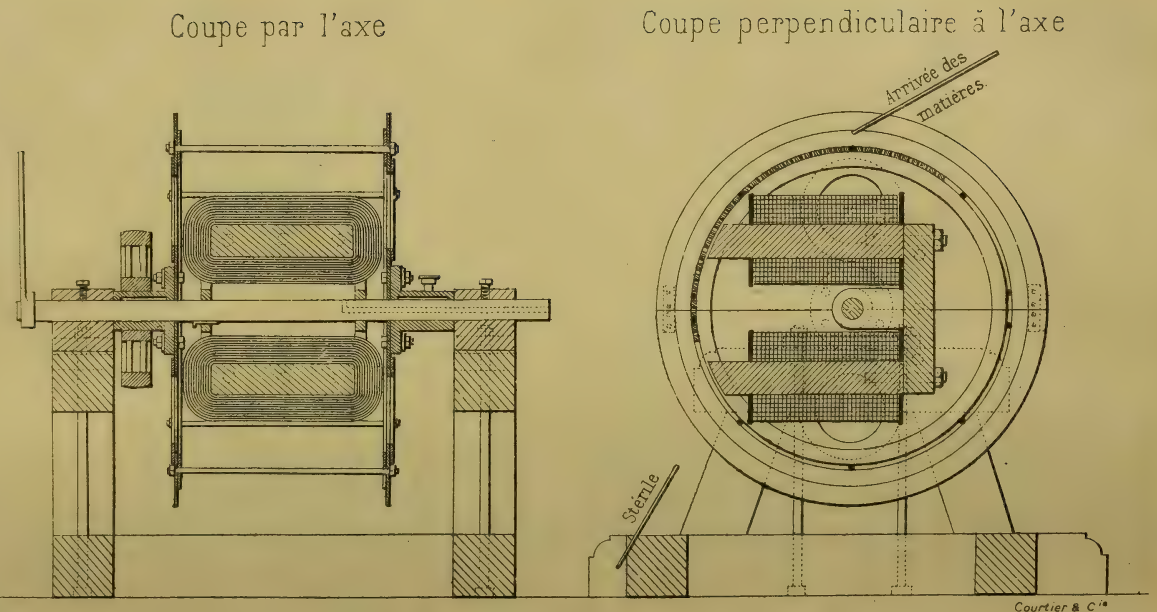


FIG. 20. — Séparateur-trieur Vulcanus.

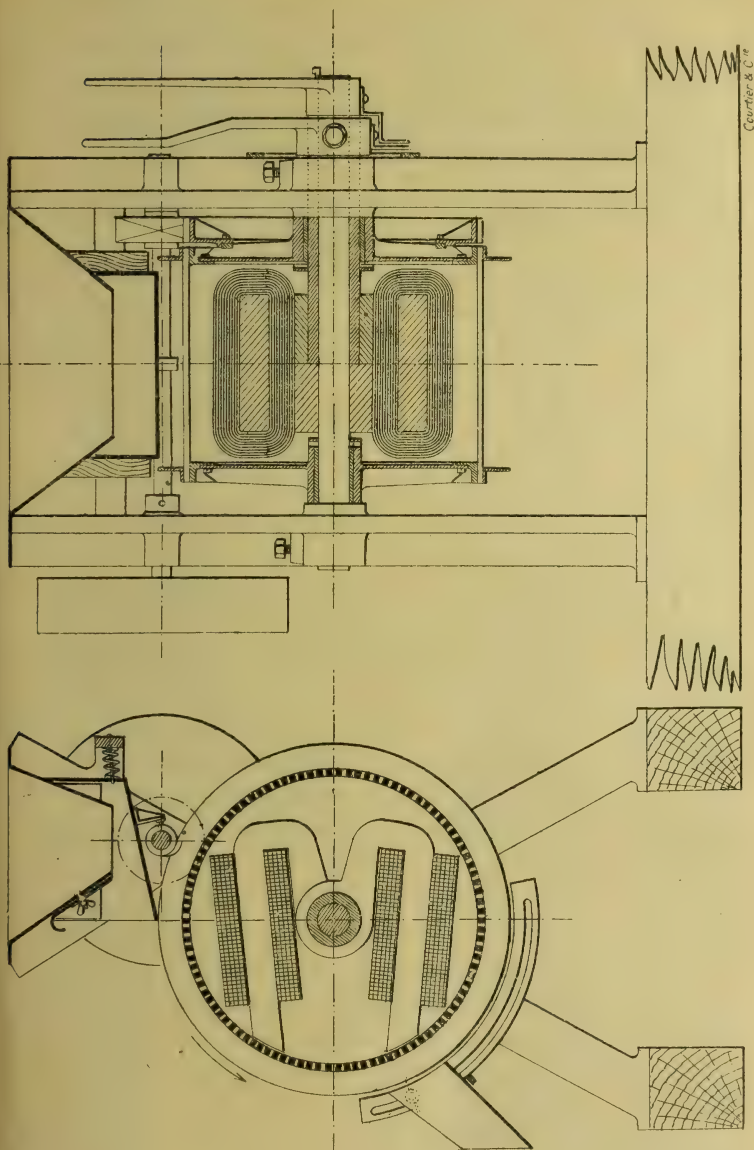


Fig. 21. — Séparateur-trieur Knut-Eriksson.

Le *Knut Eriksson* (*fig.* 21) se différencie du précédent en ce sens que les deux pôles de l'aimant en fer à cheval peuvent tourner autour de l'axe du cylindre de façon à pouvoir faire varier dans des limites assez grandes le champ magnétique. Trois modèles sont prévus pour cet appareil :

	LONGUEUR	DIAMÈTRE	FORCE NÉCESSAIRE (en chevaux) pour		DÉBIT HORAIRE en kilogs
			aimantation	rotation	
	mm	mm			
A	300	400	0,17	—	1.600 à 3.200
B	415	600	0,48	0,20	6.000 à 12.000
C	675	700	1,08	1,00	12.000 à 30.000

Il y en a ou il y en a eu en fonctionnement à Gellivare et à Hofors.

Enfin, nous arrivons au dernier type, le ***Landen-Josephson*** (*fig.* 22 et 23), qui présente des différences assez sensibles avec les précédents dont les caractéristiques se rapprochent en effet beaucoup; il se compose d'un cylindre horizontal en zinc d'environ 860 milimètres de longueur et 420 de diamètre, sur lequel sont insérées des plaques de fer doux rectangulaires dont la grande dimension est perpendiculaire aux génératrices; les plaques sont disposées sur des lignes parallèles, à une certaine distance les unes des autres, avec chevauchement des zones de fer doux d'une rangée à l'autre. Un électro-aimant excentré fixe est à l'intérieur du cylindre ; il se compose d'une série de disques de fer alternativement positifs ou négatifs, entre lesquels se trouvent des enroulements de fils de cuivre, dans lesquels passe le courant d'aimantation. Les plaques de fer doux du cylindre s'aimantent devant les pôles induits et retiennent les parties magnétisées du minerai qu'elles abandonnent un peu plus loin dans leur ro-

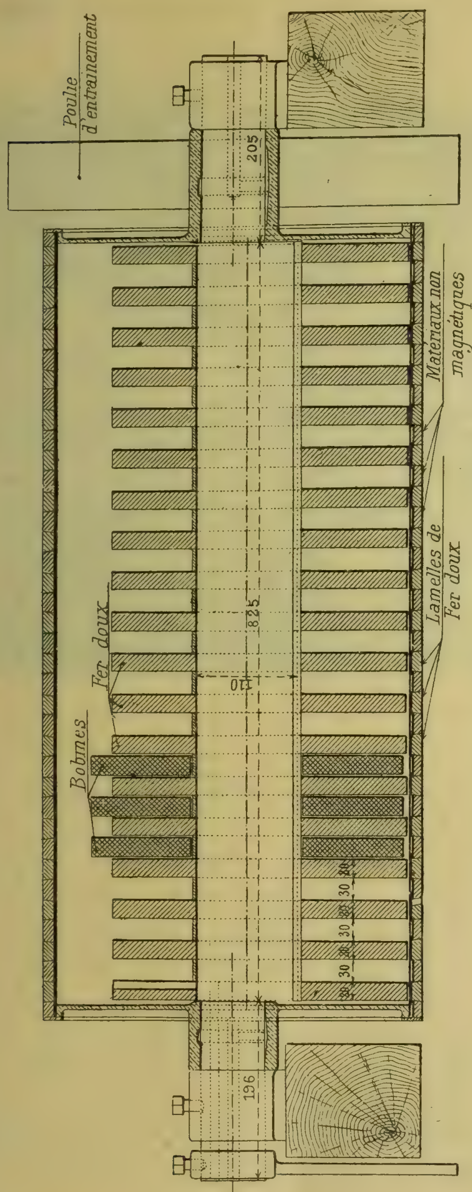


Fig. 22. — Coupe d'un séparateur-trieur Landen-Josephson.

tation. Le courant envoyé est du 25 volts : l'ampérage dépend de la longueur du cylindre.

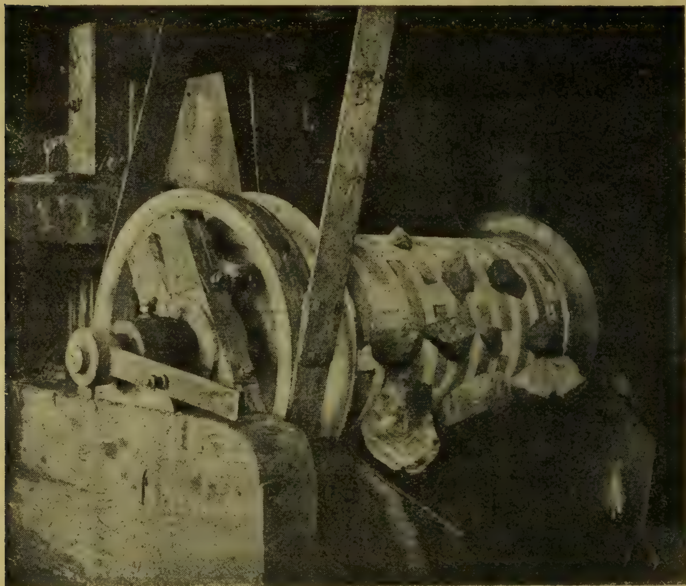


Fig. 23. — Séparateur-trieur Landen-Josephson.

Un second type d'appareil Landen-Josephson (*fig.* 24 et 25) est celui que l'on emploie au nouvel atelier de Persberg. Une courroie en caoutchouc sans fin passe sur quatre rouleaux ou cylindres à axes horizontaux ; trois de ces cylindres ne sont là que pour actionner la courroie ou en assurer la tension ; le quatrième est actif et comporte le système d'aimantation. Sur l'axe de ce dernier cylindre sont, pour cela, enfilés des disques de fer alternativement aux diamètres de 120 et 380 millimètres (dans certains types, le premier diamètre descend à 100). Les grands disques servent de pôles secondaires d'aimantation, le courant d'aimantation, étant envoyé dans des bobines de

fil de cuivre enroulées autour des petits disques de fer.

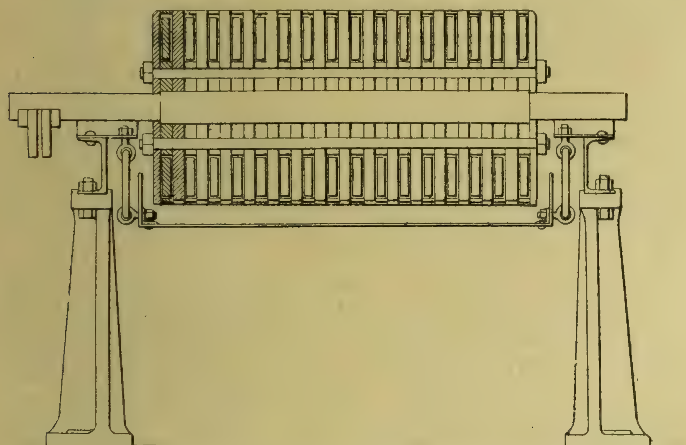
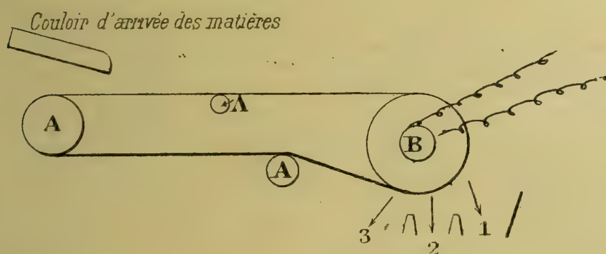


Fig. 24. — Séparateur-trieur Landen-Josephson.

Les bobines sont établies de telle façon que les polarités



A — *Cylindres inactifs*
B — *Cylindre magnétisant*
1 — *Stérile*
2 — *Demi-produit*
3 — *Minerai séparé*

Fig. 25. — Schéma de fonctionnement de l'appareil Landen-Josephson.

des disques de fer doux de grand diamètre soient uniques et alternées. La surface extérieure du cylindre d'aiman-

tation est complétée à l'aplomb des bobines par des cercles de cuivre périphériques. Le courant est fourni à 110 volts et l'ampérage varie suivant le nombre des bobines. La vitesse de rotation est de 30 tours à la minute, comme avec le premier type, et on obtient, à partir des minerais bruts trois catégories : le stérile et le magnétisé aux extrémités et un produit mixte intermédiaire qui, à Persberg, subit des broyages ultérieurs et des séparations pour enrichissement comme slig.

Les trieurs magnétiques précédemment indiqués peuvent passer des morceaux de grandes dimensions ; mais, pour réaliser un triage industriel, il est bon de ne rien avoir au delà de 80 millimètres ; ordinairement, du reste, les dimensions sont inférieures à 35. Quelques résultats de marche seront les suivants, d'après M. Petersson :

ATELIER	TYPE de trieur	PROPORTION de stérile rejetée	TENEUR EN FER		
			du brut	du rejeté	du magnétisé
Långgrufvan ..	Gröndahl	19 p. 100	—	12-13	—
Bredsjö	—	19 —	33 à 38	7-9	—
Ostanmossa	—	17 —	—	—	—
Sikfors	—	17 —	27	—	35,0
Blötberg 1905..	Vulcanus	6 à 11 p. 100	43,9	18,5	51,6
— 1906..	—	—	38,2	—	49,3
— 1907.	—	—	41,1	12,2	50,1
— 1908..	—	—	45,8	13,2	51,9
— 1909..	—	—	46,2	14,0	53,3

Séparateurs magnétiques. — Comme types de séparateurs magnétiques, nous aurons à passer successivement en revue les Gröndhal n^{os} I, II, III, IV, V, les Eriksson, les Fröding, les Ekman-Markman, les Lundberg-Holmberg, les Landen-Josephson, avec leurs types différents suivant les dimensions des produits qu'ils ont à traiter : la généralité de ces appareils fonctionne avec arrivée des matières en suspension dans un courant d'eau : on a donc une séparation humide.

De même que pour les broyeurs à boulets et les trieurs, ce sont encore ici les appareils de l'ingénieur suédois Gröndhal qui ont eu jusqu'ici le plus grand succès; ce sont eux qui sont actuellement le plus répandus dans les diverses installations tant suédoises que norvégiennes.

Appareils Gröndähl. — Le premier type d'appareil Gröndahl utilisé en Suède fut celui essayé préalablement dans l'usine finlandaise de Pitkäranta, comme nous l'avons déjà signalé plus haut. Il est connu sous le nom de Gröndahl n° I. Il se compose de deux parties cylindriques portées chacune par des axes verticaux parallèles, autour desquels elles sont animées de mouvements de rotation de vitesse différente. Le premier cylindre, qui constitue le sépareur (*separator*), comporte essentiellement cinq disques parallèles séparés par des intervalles de 60 millimètres qui servent à enrouler des bobines de fils de cuivre où passe le courant d'aimantation, le sens du courant étant tel que l'aimantation induite sur les disques soit concordante, c'est-à-dire uniquement positive ou négative alternativement. Le second cylindre forme le récepteur des matières magnétisées (*aftagaren*, littéralement : le détacheur); il est en bois, et porte, sur cinq sections droites correspondant à chacun des cinq disques du premier appareil, des séries de petites barres de fers doux proéminentes et de faible section. Ces barres arrivent presque au contact des disques, dont elles ne sont séparées que par 4 à 5 millimètres de distance.

Le minerai brut est amené à la partie supérieure du premier disque; le magnétisé est attiré par le fer doux correspondant, et le stérile ainsi que les parties qui n'auraient pas été attirées par suite de leur faible aimantation se rendent successivement par rigoles au deuxième disque, puis aux disques inférieurs. Au passage devant les barres de fer doux du cylindre de bois, celles-ci, par suite de leur section réduite, concentrent les lignes de force

du champ, et les particules de magnétite se trouvent attirées sur le second cylindre. Celui-ci, par sa rotation, quitte bientôt le champ d'action des disques, et le slig tombe pour être recueilli dans un couloir approprié où il est amené aux appareils d'égouttage.

Le cylindre de bois tourne à une vitesse dix fois environ supérieure à celle de l'autre. Cet appareil précurseur de tous les appareils Gröndahl est encore en service à Baggå, Timansberg et à Persberg. Il a été également

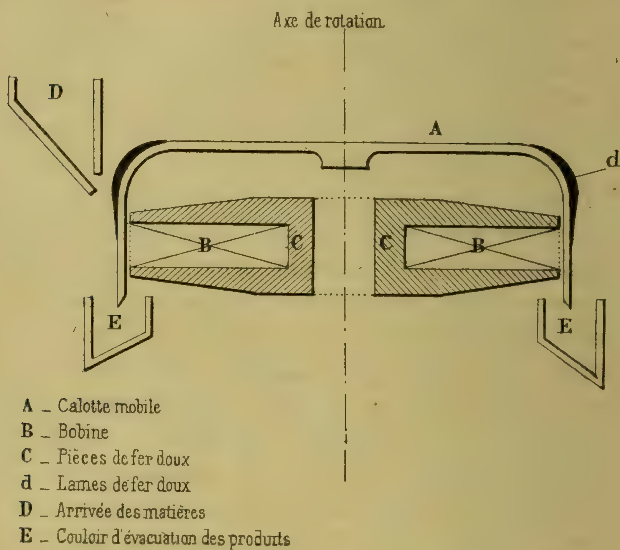


Fig. 26. — Schéma de l appareil Gröndahl n° II.

employé à Klacka-Lerberg et à Stråssa. Dans ce dernier atelier, les vitesses respectives étaient de 22 et 255 tours ; la consommation du courant sous 30 volts, de 6 à 7 ampères. A Persberg, on consommait 30 volts et 5 à 7 ampères avec 24 et 180-190 tours.

Le Gröndahl n° II (*fig.* 26) est en usage aux ateliers de Blötberg, de Timansberg et de Slotterberg. Il se compose

d'une calotte en cuivre tournant autour d'un axe vertical et contenant à son intérieur le système d'aimantation. Ce dernier est constitué par deux plaques semi-circulaires en fer doux superposées, avec, entre elles, les fils de cuivre où passe le courant. Les plaques de fer doux aimantent par influence et pendant une demi-révolution de la calotte des lames de fer doux insérées dans elle. Une aimantation différentielle est produite dans ces lames secondaires par le recouvrement de leur partie supérieure par une lamelle d'alliage antimoine-plomb. — Les matériaux bruts en suspension dans un courant d'eau arrivent sur la calotte en cuivre au point où commence l'action des aimants intérieurs; pendant toute la demi-révolution dans le champ magnétique, le stérile seul peut tomber et être évacué; par suite ce n'est que dans la seconde demi-révolution que les parcelles magnétiques retenues à la surface des lamelles de fer doux se détachent d'elles par la suppression de l'influence magnétique. Un appareil en service à Romme consommait 3 ampères sous 85-90 volts, tournait à 30 tours, produisait 250 kilogrammes de slig à l'heure et nécessitait un demi-cheval de force; à Blötberg, on tourne à 40 tours.

Le troisième type de Gröndahl (*fig.* 27), qui a été pendant un certain temps employé à Herräng, n'est plus actuellement en service dans aucune des installations en marche en Suède. Il se compose de deux cylindres à axe horizontal tournant autour des deux pôles d'un électro-aimant. Chacun de ces cylindres a 350 millimètres de diamètre et sa surface extérieure se compose de lames alternantes, de 5 millimètres de largeur, de fer doux et de plomb : ils tournent à la vitesse de 90 tours. Le minerai arrive par les conduits A et descend le long du cylindre; au point le plus bas, il est soumis à l'influence des pôles secondaires d'aimantation en même temps qu'à un brassage par un courant d'eau ascendant, de façon à bien entraîner les

particules de gangue que l'enchevêtrement des grains de magnétite pourrait retenir. Le stérile et le non-magnétique tombent alors dans les conduits évacuateurs C, tandis que le magnétique, en remontant le long du cylindre,

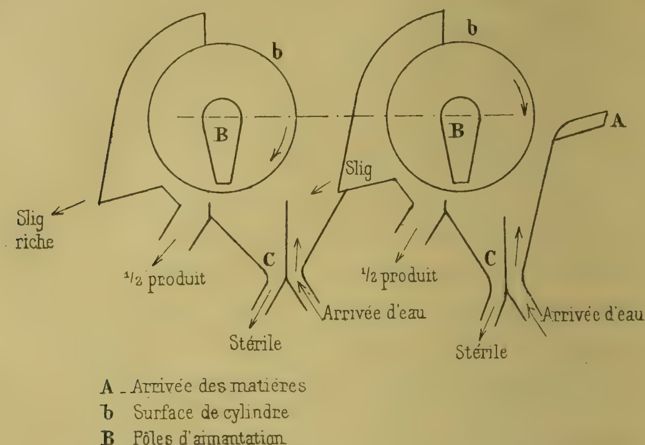


Fig. 27. — Schéma de l'appareil Gröndahl n° III.

sort progressivement du champ d'influence ; les dernières particules qui ne sont pas encore détachées sont raclées par un courant d'eau. Suivant la nature des minerais, on peut faire par un compartimentage approprié deux catégories de produits avec les magnétisés : des mixtes qui se détachent les premiers et du slig riche qui est surtout enlevé par le dernier courant d'eau. On peut aussi, au lieu de faire cette séparation en deux classes, envoyer l'ensemble du magnétisé sous le second pôle de l'électro-aimant, où un enrichissement au second degré pourra être réalisé (cas de la figure). — A Herräng, il y a eu quatre électro-aimants en service simultanément, soit huit cylindres ; la consommation de courant d'aimantation sous 108 volts était au total de 14 ampères ; le débit par électro-aimant est d'environ 1.200 kilogrammes par heure.

Le Gröndahl n° IV (*fig.* 28 et 29) n'a pas non plus d'application actuelle en Suède. Il avait été créé surtout en vue de réaliser un appareil extrayant la magnétite de cou-

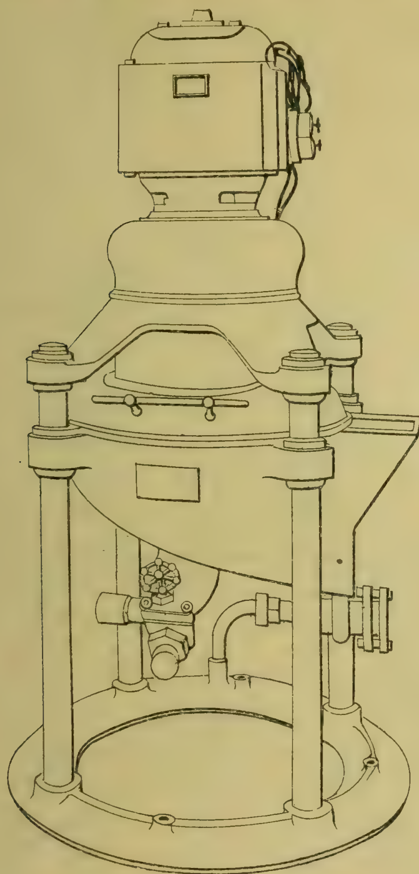


Fig. 28. — Appareil Gröndhal n° IV.

rant d'eau qui amène le brut au séparateur, de façon à pouvoir briqueter le slig immédiatement sans avoir besoin de passer par des installations secondaires intermédiaires d'égouttage avant la presse à briquettes.

L'appareil se composait d'un électro-aimant circulaire

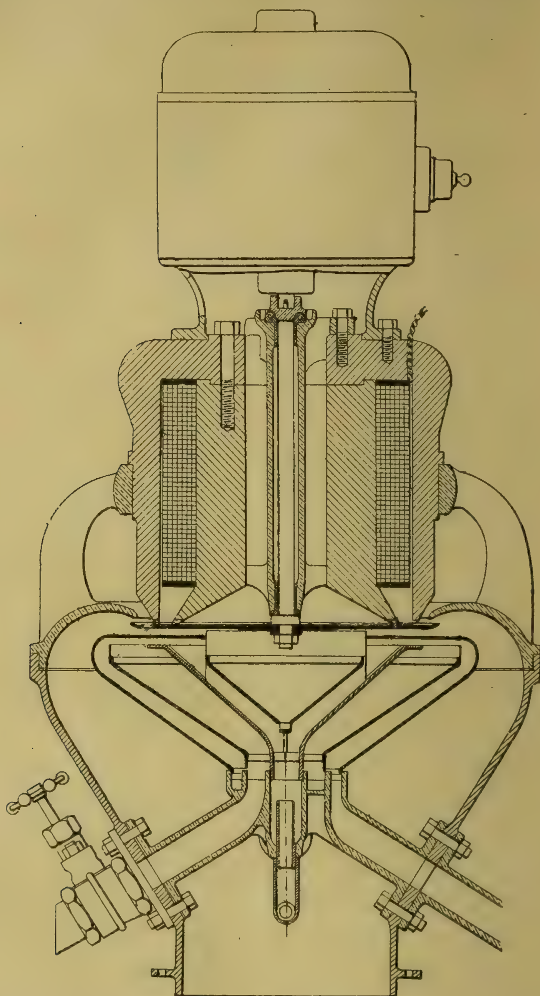


Fig. 29. — Coupe axiale de l'appareil Gröndahl n° IV.

fixe avec bobine intérieure et avec pièces polaires pointues très rapprochées d'un plateau également circulaire

monté sur le même axe vertical que l'électro-aimant et tournant à grande vitesse (1.450 tours à la minute). L'émulsion de minerai arrivait dans un récipient conique inférieur et la surface du liquide venait presque au contact du disque tournant ; une séparation du récipient par une cloison concentrique forçait l'émulsion à franchir le seuil de séparation des deux compartiments et à venir passer très près du disque précédent ; dans ces conditions, les particules magnétisées étaient attirées contre ledit disque, qui, par l'effet de la force centrifuge, les projetait à l'extérieur où elles étaient recueillies. Le non-magnétique passait au-dessus de la cloison séparatrice et était évacué avec l'eau dans une conduite spéciale.

Enfin nous arrivons au dernier type d'appareil Gröndahl, au numéro V, qui est de beaucoup l'appareil le plus répandu à cette heure en Suède ; sur un total de 145 séparateurs de types divers employés au début de 1910, il y en avait en effet 104 de ce modèle contre 4 Gröndahl I et 16 n° II. Le Gröndahl V (comme d'ailleurs le numéro III) tient beaucoup du type Monarch, qui avait été le premier type employé dans les ateliers suédois d'enrichissement et dont nous rappellerons à ce sujet les caractéristiques essentielles.

Le séparateur Monarch (*fig.* 30) se composait en réalité de deux séparateurs en série, chacun comprenant un cylindre tournant autour d'un axe horizontal avec à l'intérieur un système d'électro-aimants pour chacun desquels un pôle venait presque au contact de la surface du cylindre, avec polarité inversée de l'un au suivant. Le minerai brut arrivait avec un courant d'eau à la partie supérieure du premier cylindre ; les parties magnétiques rencontraient de suite les pôles d'aimantation et se fixaient sur la surface tournante du cylindre, tant que celui-ci restait dans le secteur des électro-aimants ; et pendant que le non-magnétique tombait dans une sorte de poche inférieure. La série

d'électro-aimants du premier cylindre cessait un peu au-dessous de son diamètre horizontal, et les parties minéralisées seraient alors tombées si elles ne s'étaient trouvées

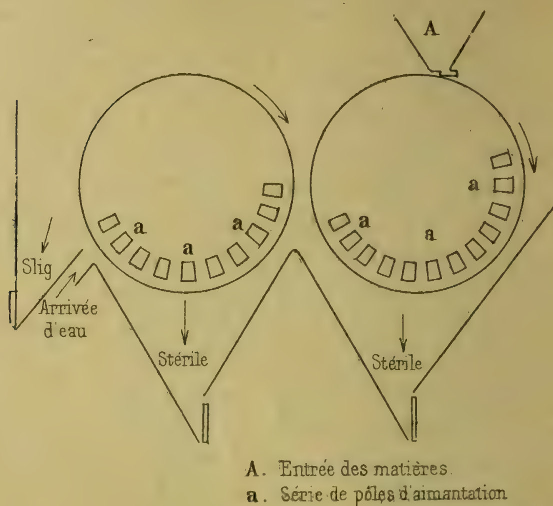


Fig. 30. — Schéma de l'appareil Monarch.

en face de pôles du second cylindre qui les attiraient, en même temps que le non-magnétique enchevêtré avec les premiers grains attirés pouvait s'en séparer et tomber dans un second collecteur. Le second cylindre tournait avec les particules attachées et, au moment où cessaient les pôles d'aimantation, était lavé par un courant d'eau qui nettoyait sa surface et entraînait le slig. A Svartön, le séparateur Monarch avait ses deux cylindres de 500 millimètres de diamètre et 600 de longueur : l'aimantation de chacun d'eux était faite sous 100 volts avec 7 ampères. Le premier cylindre tournait à 30 tours, le second à 90.

Le Gröndahl n° V (*fig.* 31 et 32) est fondé sur le même principe, mais il ne comporte qu'un seul cylindre d'aiman-

tation ; de plus, il diffère sur certains points de détail, comme nous allons le signaler.

Le cylindre de cuivre tournant contient à son intérieur quatre pôles à polarités alternantes venant s'appliquer

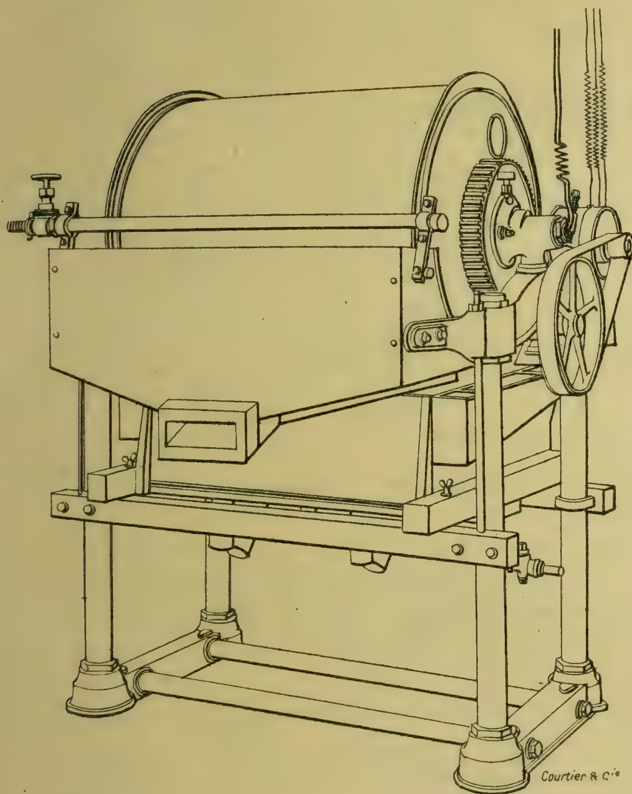


FIG. 31. — Séparateur Gröndahl n° V.

presque exactement contre sa surface. Les matières brutes n'arrivent plus par la partie supérieure, mais dans un bassin à compartiments au-dessus duquel et au contact duquel tourne le cylindre. Le minerai à traiter arrive par une canalisation dans une première caisse de ce bassin,

et est refoulé par un courant ascendant d'eau claire de façon à passer sur un seuil qui l'amène tout à fait à proximité du cylindre et dans le champ magnétique des premiers

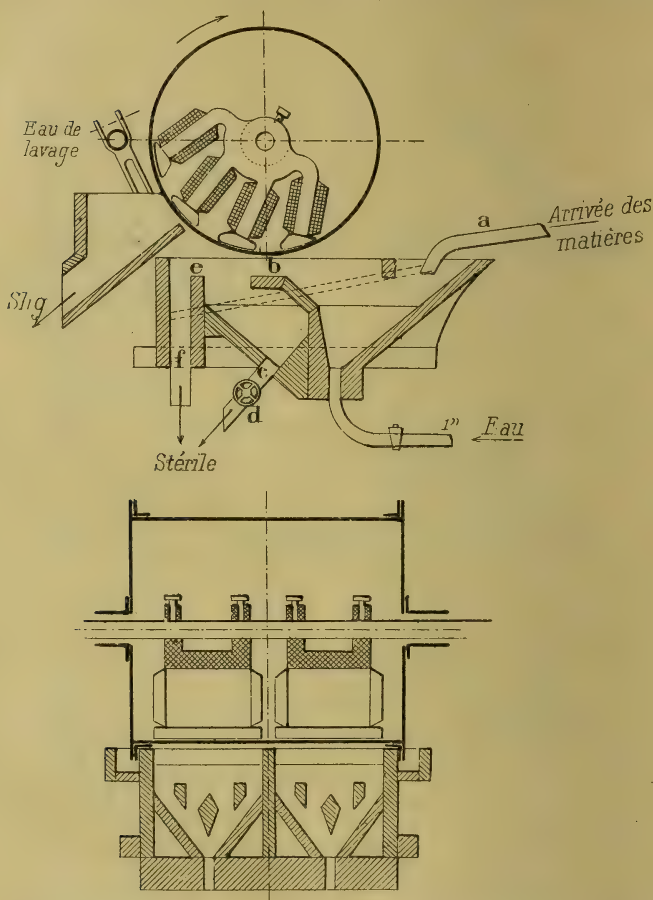


Fig. 32. — Séparateur Gröndahl n° V (type double).

aimants ; le non-magnétique tombe ensuite dans une caisse qui le recueille, tandis que le magnétique fixé au cylindre le suit dans son mouvement jusqu'à ce qu'il rencontre un

jet d'eau arrivant latéralement qui l'évacue dans le couloir du slig. On n'a donc ici qu'une seule séparation ; si on veut réaliser un enrichissement plus complet, on peut mettre deux ou plusieurs appareils analogues en série et pousser aussi loin que l'on veut le procédé.

Les types courants du Gröndahl V ont un diamètre de 750 millimètres et une largeur de 900 pour le type dit double et de 450 pour le simple : la vitesse de rotation est de 20 à 40 tours par minute et le courant d'aimantation sous 110 volts débite 4 à 8 ampères pour le type ordinaire et 10 à 14 pour le double. Dans le type double, on a deux groupes d'électro-aimants montés sur un axe commun, celui du cylindre, et juxtaposés au lieu de l'unique groupe du type simple.

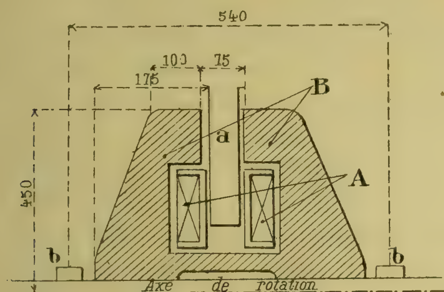
Appareils divers. — A côté des séparateurs Gröndahl, qui ont eu tant de succès en Suède, d'autres sont également utilisés dont les systèmes présentent des différences intéressantes. Tout d'abord, nous citerons le *séparateur Heberles*, qui a été employé dans l'usine de Svartön (près de Luleå). Ce séparateur est constitué par une courroie sans fin s'enroulant sur deux cylindres à axes horizontaux superposés. Le cylindre supérieur reçoit un mouvement de rotation et le minerai à traiter tombe entre la courroie et la paroi d'une caisse remplie d'eau où le tout est placé ; le minerai, dans sa descente par gravité, passe devant des pôles d'électro-aimants situés à l'intérieur de la courroie, pôles qui l'attirent sur ladite courroie tandis que le non-magnétique est évacué par le fond de la caisse ; une fois sorti du champ magnétique, le slig se rend dans un compartiment spécial.

Le *séparateur Fröding* est employé dans les ateliers de Norra Stallberg et de Kallmora ; une surface conique à angle au sommet très obtus est animée d'un mouvement de rotation autour de son axe. Au-dessous d'elle, et sur environ ses 6/7, sont disposées des pièces à section en

trapèze, presque jointives, aimantées alternativement positivement et négativement par des enroulements de fils de cuivre. Douze de ces pièces polaires existent dans le modèle normal pour lequel l'arête du cône mesure 1 mètre. Le minerai brut entraîné par un courant d'eau arrive par un tuyau incliné parallèle à la surface du cône ; un brassage des particules attirées par les pôles d'aimant est réalisé par de l'eau amenée sous forte pression par des tuyaux, radiaux comme celui d'arrivée des bruts et correspondant à chacun des pôles. On donne à ceux-ci une forme convenable qui concentre un champ magnétique intense à leur surface et au contact du cône, de façon à pouvoir réaliser une forte pression de lavage sans qu'on ait à craindre de pertes de magnétite par entraînement. — Un appareil tournant à 10 tours à la minute passait à Herräng 2 tonnes de brut par heure avec une consommation d'un demi-cheval-heure pour la rotation du système et 8 ampères sous 100 volts pour l'aimantation ; le brut à 25 p. 100 de fer conduisait à un concentré à 63 ; le rejet était à 8 p. 100 Fe et la consommation d'eau de 150 litres par minute.

Le *séparateur Eriksson* (*fig*. 33) est employé, en particulier, à l'atelier de Tybo pour les parties les plus fines de l'atelier de triage au-dessous de 4 millimètres préalablement débarrassées de leurs plus gros morceaux par des bassins de décantation. Il se compose de deux systèmes parallèles constitués par une série de pièces polaires symétriquement montées sur un axe central horizontal ; ces pièces polaires sont recourbées horizontalement à leur extrémité, comme le montre la figure et sont de même polarité dans chaque système, mais de polarité différente dans les deux. Le brut à enrichir arrive à la partie supérieure avec ou sans courant d'eau par une canalisation appropriée ; les particules magnétisables se dirigeant suivant les lignes de force entre les pôles, tandis que le reste tombe dans un

récipient inférieur. Après un certain parcours, une cloison transversale empêche les parties minéralisées de continuer à être entraînées dans la rotation et les fait aller vers les bassins de recueillement annexés ; on peut réaliser avec cet appareil un bon triage des matières envoyées en même temps qu'effectuer un lavage convenable. Les



A _ *Bobines*
B _ *Pièces polaires*
b _ *Paliers*
a _ *Caisse où arrive le minerai*

Fig. 33. — **Séparateur Eriksson (1/2 coupe).**

matériaux peuvent être, du reste, envoyés à ce séparateur, comme nous l'avons dit, sans courant d'eau, mais la caisse dans laquelle se fait la séparation en est toujours remplie. La vitesse de rotation est d'environ 6 tours par minute et on peut par appareil passer 2 tonnes à l'heure dans le type courant de Tybo où le diamètre extérieur de la roue d'aimantation est de 900 millimètres, la largeur entre les paliers graisseurs de l'axe de rotation étant de 540 millimètres. Le nombre de dents d'aimantation est de 21 à 24. La distance horizontale entre les pôles opposés est de 75 millimètres.

Le *séparateur Forsgren* a été également employé pendant un certain temps à Tybo ; on peut en trouver des

exemplaires en marche à Idkerberg, où on y fait passer des produits jusqu'à 50 millimètres, ce qui en fait plutôt un trieur, à Ormberg où on traite au-dessous de $3^{mm},5$ et à Lomberg au-dessous de $0^{mm},6$; on s'en était aussi servi à Norra Stallberg pour des menus au-dessous de 18 millimètres. L'appareil est constitué par un plateau horizontal de $1^{m},70$ de diamètre, tournant autour d'un axe vertical, à la vitesse de 5 tours à la minute, sous un cône distributeur en cuivre. Le plateau est muni près de sa périphérie d'une ouverture circulaire continue avec, de distance en distance, interposés dans les deux parois se faisant face de la rainure et scellés avec du ciment, des blocs de fer doux. Le cône distributeur présente un certain nombre de conduits amenant les matières à traiter en suspension dans un courant d'eau ; ces conduits sont en nombre variable suivant les cas, trois ou quatre ordinairement. Les plaques de fer doux dans la rotation du plateau passent, en même temps que sous les conduits précédents, au-dessus de pôles d'électro-aimants. Dans ces conditions, il y a aimantation des particules aimantables par le fer doux tandis que le stérile tombe de suite dans des trémies ou dans certains compartiments d'un couloir régnant au-dessous du vide annulaire du plateau et circulaire comme lui, couloir divisé par des parois transversales. Les particules aimantables se rangent entre deux blocs consécutifs en houpettes suivant les lignes de force du champ et ne peuvent tomber dans des trémies spéciales ou dans les parties correspondantes de la rainure circulaire que quand l'influence de l'électro-aimant ne se fait plus sentir. On peut, du reste, faire deux catégories de produits aimantés, suivant leur teneur plus ou moins grande en magnétite, qui leur permet de parcourir un espace plus ou moins long à partir des électro-aimants, en sériant en des compartiments séparés le compartiment ordinaire à produits magnétiques. Les mixtes ainsi obtenus subiront un broyage

supplémentaire qui permettra, par un second passage dans l'appareil précédent, de pousser plus loin l'enrichissement.

Des essais assez prolongés avec ce séparateur furent faits à Tybo avec des minerais de diverses provenances et avec des grosseurs diverses de grains entre 3 millimètres et $0^{mm},2$. Avec des teneurs de minerai initiales de 29 à 50 p. 100, on arrivait à des teneurs de slig riche de 40 à 64 p. 100, de demi-produit de 34 à 55 p. 100 et de résidu de 3,3 à 19 p. 100.

La vitesse de rotation peut être poussée jusqu'à 9 tours, comme à Ormberg et à Lomberg ; le courant d'aimantation est fourni à 110 volts et la consommation est de 8 ampères. L'appareil de Grängesberg (Tybo), qui pouvait passer 10 tonnes à l'heure, était alimenté par 20 ampères de courant de 110 volts également.

Le *séparateur Vulcanus* ressemble beauconp au trieur de la même construction, de même que le Gröndahl V présentait de nombreux points communs avec le trieur du même ingénieur. Il est surtout utilisé comme préparateur en ce sens qu'il traite fréquemment les produits arrivant des broyeurs à boulets avant le passage aux tubes mills, ou qu'il sert simplement à réaliser une première séparation, l'opération finale étant faite dans un appareil en série avec lui.

Le *séparateur Lundberg-Holmberg* (*fig.* 34) réalise à lui seul une série de séparations successives qui permettent d'arriver, en fin de compte, à des produits plus purs. Aussi s'en sert-on couramment pour la purification finale avant briquetage ou vente au commerce. Il se compose d'une courroie sans fin en caoutchouc d'environ 400 millimètres de largeur s'enroulant sur deux cylindres extrêmes à axes parallèles horizontaux qui, par leur rotation, assurent sa translation ; cette courroie est munie sur toute sa longueur, mais dans sa partie axiale seulement, de plaques insérées sur sa surface, plaques en fer doux de 10 milli-

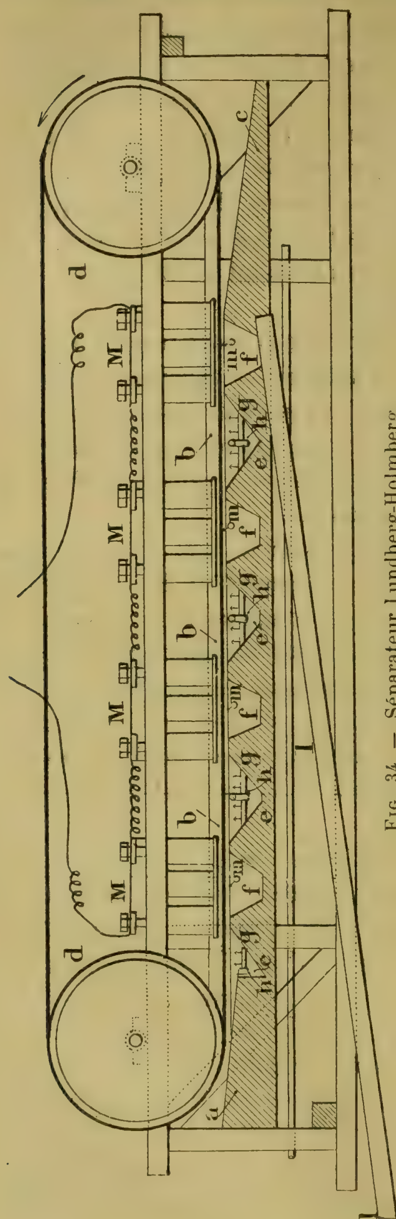


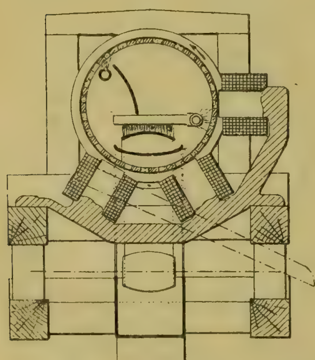
Fig. 34. — Séparateur Lundberg-Holmberg.

mètres de large et de 290 de longueur (cette dernière dimension étant perpendiculaire à la direction de la translation) ; ces plaques sont distantes d'axe en axe de 100 millimètres; elles sont fixées dans la courroie par des rivets en cuivre. Entre les deux brins supérieur et inférieur de la courroie et entre les deux cylindres tournants sont placés les systèmes d'aimantation au nombre de quatre ; chacun se compose de trois électro-aimants dont les pôles successivement positifs et négatifs viennent presque affleurer au contact de la courroie, pôles qui sont, du reste, réunis dans un même groupe de trois par une pièce polaire en fer doux de 100 millimètres de large, 295 de long et 15 d'épaisseur ; la position

de ces électro-aimants est également axiale et, par suite, dans leur déplacement, les pièces de fer doux insérées dans la courroie viennent passer exactement devant les pièces polaires. Au-dessous de la courroie, règne sur toute sa longueur un canal avec une série de parties plus profondes, canal par une des extrémités duquel arrive le brut à traiter et à l'autre bout duquel on recueille le slig. Il existe des parties plus profondes, d'abord devant chacune des pièces polaires, également aussi entre les pièces polaires successives, ou avant la première pièce polaire ; dans ces deux dernières sortes de creux débouchent des tuyaux d'amenée d'eau percés à leur extrémité retournée horizontalement de nombreuses ouvertures. Le minerai brut reçoit donc à son arrivée l'action d'une première venue d'eau, qui assure la mise en suspension complète des matériaux ; au passage devant la première pièce polaire, les particules magnétisables subissent l'action du champ et viennent s'agripper aux pièces de fer doux de la courroie tandis que le stérile ou non-magnétique tombe dans le creux inférieur d'où on l'évacue au dehors par un courant d'eau particulier. Entre deux aimants consécutifs, les parties attirées tendent à se détacher des barres et sont en même temps soumises aux divers jets d'eau précités qui assurent la remise en suspension et, par suite, permettent à une partie des grains non magnétiques qui, enchevêtrés dans des parties magnétisables, auraient été attirés précédemment, de subir une nouvelle séparation devant le pôle suivant. Le même phénomène se reproduit devant les aimants successifs de l'appareil et un produit de plus en plus pur chemine avec la courroie. Un courant d'eau extrême assure l'évacuation du slig final. La consommation de courant est, en moyenne, de 10 ampères sous 110 volts pour chaque paire de groupes d'électro-aimants, ce qui, pour

un appareil normal à quatre systèmes d'aimantation, nécessiterait 20 ampères.

On peut modifier facilement l'appareil précédent pour en faire, au lieu du finisseur qu'il est, un simple préparateur dégrossisseur pour les produits des moulins à boulets avant leur envoi aux tubes mills. Il suffit, en effet, de réduire simplement le nombre des groupes d'aimants, de n'en mettre que deux seulement comme dans le type ordinaire avec courroie de 600 millimètres de largeur et avec pièces de fer doux de plus grande section. La vitesse de translation de l'appareil dans les deux types est de $0^m,7$ à 1 mètre par seconde. Ajoutons, pour finir, que les axes des deux cylindres extrêmes ne sont pas dans un même plan horizontal et qu'une inclinaison de 8° existe dans le sens du transport des matières.



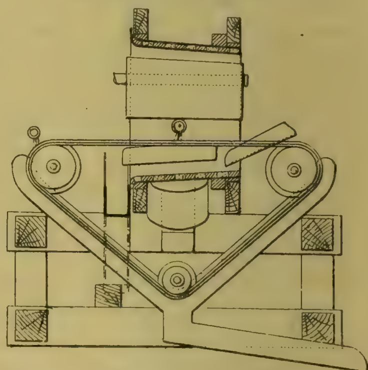


FIG. 35. — Séparateur Ekman-Markman.

Le *séparateur Ekman-Markman* (*fig.* 35) n'a en ce moment qu'une seule application dans l'atelier d'enrichissement de Vintjärn ; on le connaît aussi sous le nom d'ap-

pareil de Morgardshammar, usine où on le construit. Il se rapproche des séparateurs à cylindre tournant dont nous avons eu déjà l'occasion de signaler de nombreux exemples, mais il se distingue par un certain nombre de points particuliers intéressants. Tout d'abord, les matières, au lieu d'arriver sur la surface extérieure tournante, sont introduites par l'intérieur; elles tombent alors sur une série de lamelles alternantes de fer doux et de métal non magnétique constituant la paroi tournante, lamelles sur lesquelles agissent les champs de trois électro-aimants extérieurs; le non-magnétique qui n'est pas attiré par les pôles secondaires constitués par les lames de fer doux est évacué de suite en dehors de l'appareil par le courant d'eau d'amenée, la sortie étant facilitée par une légère conicité de la partie tournante, qui, au lieu d'être cylindrique comme dans les appareils précédemment décrits, est ici un peu tronconique. Le mouvement de rotation, maintenant le magnétisable en face des aimants successifs, le fait remonter progressivement et, au moment où l'influence du champ ne se fait plus sentir, un courant d'eau le détache des lames de fer doux et l'amène sur une bande sans fin présentant, insérées sur elle, une série de petites lamelles de fer doux. Cette courroie sans fin est animée d'un mouvement de translation qui commence par la ramener dans le champ magnétique de l'appareil, ce qui permet de réaliser une seconde séparation de la manière suivante : les lamelles de fer doux s'aimantent par influence et attirent à leur surface les parties magnétisables en laissant entre elles le non-magnétique, non isolé dans la première opération; on dirige alors sur la courroie un courant d'eau qui en lave la surface en entraînant avec lui ce que les lamelles ne retiennent pas, pour le réunir au déchet de la première séparation. La courroie poursuivant sa marche quitte le champ et est débarrassée de son slig magnétique purifié par un dernier courant d'eau

que l'on dirige vers le collecteur des minerais enrichis.

L'installation de Vintjärn est un peu simplifiée sur ce type général de l'appareil Ekman-Markman, en ce sens que l'on y a supprimé toute la partie de la séparation secondaire qui n'a du reste qu'une efficacité faible, à cause de la condensation du champ sur les lames de fer doux du cylindre tournant, et qu'on a mis deux de ces appareils ainsi modifiés et simplifiés en série l'un par rapport à l'autre, ce qui assure un enrichissement encore plus parfait. La consommation de courant nécessaire à l'aimantation est de 10 ampères sous 110 volts.

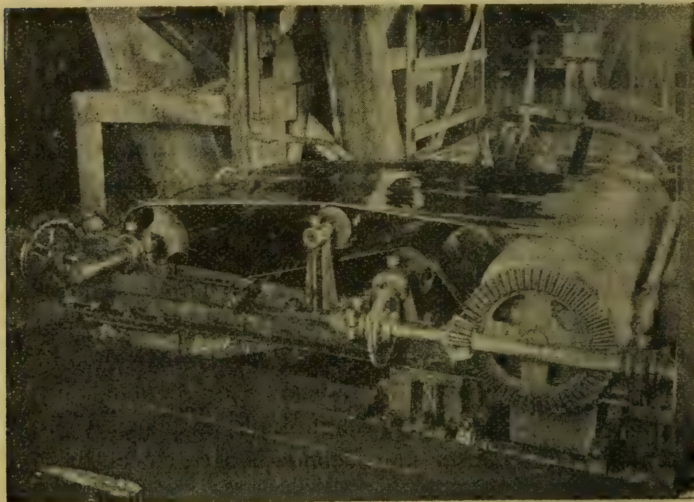


FIG. 36. — Séparateur Landen-Josephson.

Enfin, il nous reste à décrire les *appareils Landen-Josephson* (*fig.* 36) pour avoir terminé cette rapide revue des types de séparateurs employés en Suède en ce moment; ils sont fondés sur le même principe que le trieur que nous avons signalé plus haut; les différences portent seulement sur le nombre plus grand des électro-aimants, dont

chacun du reste a une force moins grande que dans le trieur. L'arrivée des matières se fait aussi ici par-dessous et non par-dessus ; les parties attirées remontent avec la courroie autour du cylindre actif, quittent le champ magnétique ensuite et continuent jusqu'au cylindre opposé inactif où un courant d'eau balaye le slig et nettoie la surface de la courroie en même temps. Comme type d'installation fonctionnant avec ce procédé, nous pouvons citer celle actuelle de Klacka-Lerberg, où les matériaux au-dessous de $3^{mm},5$ passent dans deux premiers appareils parallèles à douze bobines d'aimantation, où l'on fait une première séparation des parties riches en magnétite et des parties moins riches ; ces dernières sont traitées dans un troisième séparateur qui en extrait les parties riches et les réunit aux précédentes avant de passer dans un tube mill que suit un appareil Lundberg-Holmberg. — Des appareils du même système Landen-Josephson fonctionnent également dans le nouvel atelier d'enrichissement de Persberg où ils passent, suivant les appareils, des bruts entre 35 et 20 millimètres, entre 7 et 20 et au-dessous de 7. Il y en a aussi en fonctionnement à Björnberg, mine voisine de celle de Grängesberg, pour des produits au-dessous de 5 millimètres.

Dans de nombreuses installations, surtout dans celles du système Gröndahl, on met en avant des séparateurs, de façon à éliminer préalablement les parties les plus fines de la gangue, un séparateur fixe disposé de la façon suivante. Devant chacun des pôles d'un électro-aimant A se trouve une caisse pointue divisée en deux compartiments. Le courant d'eau tenant en suspension les minerais broyés sortant du moulin à boulets est amené par le couloir B à l'extrémité de la partie antérieure de la caisse pointue. Le fond du premier compartiment communique avec une canalisation parcourue par un courant d'eau et

servant à l'évacuation par le bas des matières déposées. Ce sont les parties les plus lourdes qui se déposent immédiatement dans cette chambre de la caisse, tandis que les plus fines tendent à passer dans le deuxième compartiment par-dessus la cloison. Mais, à leur passage au point C, se trouve l'électro-aimant dont le pôle retient les particules magnétisables qui s'accrochent à lui. Quand le poids des particules ainsi suspendues devient trop considérable, une partie se détache et tombe dans le premier compartiment. On maintient le compartiment à gros (de façon que le fin se dirige bien vers le pôle), constamment à peu près rempli de matière, dont on règle la hauteur par une simple manœuvre des robinets de sortie et d'évacuation R. Ce séparateur préliminaire est connu sous le nom d'*appareil Gröndahl-Graelius* (en suédois, on le désigne sous le nom de *slamapparat* ou de *slamtratt*, traduction littérale : appareil à schlamms ou entonnoir à schlamms). Ces appareils sont en somme doubles, puisque, pour un seul électro-aimant, on peut avoir deux caisses, une par pôle, et un appareil double peut passer jusqu'à 25 tonnes par heure.

Personnel et force. — Le personnel nécessaire au service des ateliers d'enrichissement varie naturellement suivant la production. Comme exemple, nous donnous ci-dessous celui qui est occupé à Flogberg, pour un passage de 40 à 45.000 tonnes annuelles de matériaux bruts :

2 hommes aux broyeurs,
2 hommes aux moulins, tubes et séparateurs,

par poste de douze heures, avec, pour l'ensemble des deux postes, un chef de fabrication et un ouvrier aux réparations. On a donc au total six personnes, deux d'entre elles, du reste, le chef de fabrication et l'ouvrier aux réparations, s'occupant aussi de l'atelier de briquetage

annexé. Le personnel est donc très réduit, comme de juste, quand il n'y a pas de triage à la main.

La même observation que pour le personnel s'applique à la consommation de force ; on trouvera plus loin, dans le tableau des prix de revient, quelques données sur ce point pour divers ateliers de Suède centrale. Un exemple détaillé sera celui de Flogberg où, en marche normale, les consommations de force sont :

Broyeurs	40 chevaux
Transporteurs	1 cheval
Moulins à boulets (2 de 40 à 45 chevaux)	80 à 90 chevaux
Tube mill	40 —
Chaîne à godets	2 —
Pompes et aimantation	10 —
Sécheurs (1,5 en moyenne)	6 —

Ceci conduit à un total de 179 à 189 chevaux.

Frais d'installation. — Ceux-ci varient suivant les quantités de minerai à passer et suivant les instruments que les ateliers contiennent. Un exemple sera celui de Flogberg (sans les moteurs électriques).

	Couronnes
Bâtiments et fondations	17.100
Broyeurs, moulins, tubes	31.200
Séparateurs avec leurs machines d'aimantation	11.320
Egoutteurs de slig et canalisations	6.200
Montage	2.480
Matériel dans l'atelier	2.360
Divers, honoraires	3.740
Total	74.400

ou, en francs, 103.416 : soit par tonne de brut passé, environ 2 fr. 50.

Conditions économiques de fonctionnement des ateliers d'enrichissement. — Il est difficile de donner des indications moyennes pour les frais que peut nécessiter le traitement des minerais de fer dans des ateliers de préparation magnétique fonctionnant suivant les indications qui précèdent; en effet, les conditions varient beaucoup d'un cas à l'autre. Sans vouloir entrer dans de longues explications, il nous suffira de signaler quelques-uns des points qui peuvent influer d'une façon considérable dans l'établissement du prix de revient. Les minerais peuvent être plus ou moins durs et contenir des parties de gangue plus ou moins difficiles à broyer; la finesse du broyage dépend aussi du résultat que l'on veut obtenir : on aura un produit plus riche en fer et mieux débarrassé de son phosphore, si l'on a poussé plus loin la pulvérisation, ce qui conduit à des dépenses naturellement plus fortes. Il y a également la teneur initiale des minerais entrant dans l'atelier qui influe, puisque les minerais riches auront naturellement un rendement meilleur que des minerais pauvres, pour lesquels il faudra broyer des quantités plus grandes pour arriver au même tonnage de produits finis.

Les conditions assez différentes des traitements ne permettent donc pas de faire un prix moyen général; le tableau suivant qui donne, d'après M. Petersson, les caractéristiques à ce point de vue, en 1909, de divers ateliers d'enrichissement magnétique simples, montre clairement les grandes variations qu'il peut subir :

	PRIX DE TRAITEMENT sans frais généraux par tonne de minerai brut	FORCE de l'atelier	BRUT entrant	PRODUCTION 1909 Slig	EAU consommée litres par minute
	couronnes	chevaux	tonnes	tonnes	litres
Björnberg.....	1,81	65	10.857	2.247(*)	850
Flogberg(1907).	1,73	150-200	42.660	20.349	1.500
Kallmora......	1,66	—	6.609	3.152	—
Klacka-Lerberg	1,56	96	18.770	6.414	1.500-2.000
Långgrufvan...	1,55	200	32.676	11.149	1.200
Riddarhyttan..	1,35	180	26.092	15.644	1.100
Vintjärn.......	1,30	130	6.224	3.014	—
Vigelsbo......	1,23	110	36.508	10.890	600-700
Blötberg......	1,18	115	32.169	19.097	1.100
Bredsjö......	1,14	80	14.109	4.555	—
Timansberg....	1,10	—	4.092	1.956	—
Slotterberg....	0,96	—	12.717	3.725	—

L'atelier le plus productif de Suède, celui de Stråssa (650 HP maximum et 4.500 litres), qui a donné en 1908 44.794 tonnes de slig (à partir de 122.955 de brut), et en 1909 35.206 (88.506), mais qui fonctionne à la manière mixte (le minerai contenant une assez forte proportion d'hématite), a eu des prix de revient de 1,31 et 1,18 couronnes, et les a même ramenés au début de 1910 à 0,95, par des améliorations successives dans le service; la répartition se faisait ainsi (sans frais généraux):

	1908	1909	1910
Broyage..................	0,30	0,22	0,16
Moulins et tubes mills...	0,63	0,56	0,52
Séparateurs..............	0,10	0,13	0,07
Egoutteurs...............	0,13	0,13	0,10
Transports...............	0,10	0,09	0,06
Divers...................	0,05	0,05	0,04

le minerai initial tenant 37,5 Fe et le slig étant à 66-67.

Un atelier fonctionnant dans des conditions ordinaires d'enrichissement, mais sans tube mill (comme à Ostan-

(*) Le premier trieur magnétique fait, dans cette installation, une séparation préalable de 4.852 tonnes de minerai.

mossa), aurait donné, d'après la Metallurgiska Aktiebolaget, la répartition suivante des frais directs, pour une marche normale en 1910 :

		Salaires	Matériaux	Total	
Salaires	Concassage			0,06	0,25
	Moulins			0,04	
	Séparateurs			0,04	
	Egoutteurs			0,05	
	Service des déchets			0,06	
Force	Concassage			0,05	0,21
	Moulins			0,14	
	Séparateurs			0,01	
	Egoutteurs			0,01	
Graisses et Huiles					0,13
Réparations	Concassage	0,02	0,03	0,05	0,40
	Moulins	0,03	0,24	0,27	
	Séparateurs	0,02	0,01	0,03	
	Egoutteurs	0,02	0,01	0,03	
	Déchets		0,02	0,02	
Transports					0,01
Divers					0,05
Soit					1,05

L'adjonction à l'atelier d'un tube mill qui réaliserait une plus grande finesse du grain et un meilleur enrichissement occasionnerait comme dépenses supplémentaires :

Force	0,06
Réparations	0,03

soit 0,09 couronne, portant alors le prix total de revient à 1,14 couronnes (1 fr. 58) contre 1,05 (1 fr. 45) précédemment ; nous ne faisons pas intervenir de salaires pour le tube mill, le personnel ordinaire assurant sans difficulté le service de cet instrument supplémentaire.

Dans les prix indiqués dans le tableau précédent, un certain nombre de postes n'ont pas été considérés qui

peuvent grever le prix de revient dans des proportions importantes ; l'atelier peut avoir ses tas de déblais à une certaine distance, ce qui augmenterait les frais de transport ; les quantités d'eau très considérables nécessaires à la préparation peuvent obliger à des installations d'amenée coûteuses ou à des relevées par pompes, si l'atelier ne peut être convenablement disposé. Un autre sujet de variation très grande réside aussi dans la consommation de force dont le prix unitaire du cheval varie dans des limites très considérables, suivant que l'atelier est relié à une grande distribution de courant d'une centrale hydro-électrique ou qu'il produit lui-même sa force au moyen d'une station particulière hydro-électrique ou au moyen de chaudières à vapeur alimentant des moteurs primaires.

ATELIERS DE BRIQUETAGE.

Le slig, pour pouvoir être utilisé dans les hauts fourneaux, a besoin de subir une agglomération ou un briquetage. Les ateliers de briquetage, qui sont le plus souvent en Suède directement associés aux ateliers d'enrichissement et qui sont du type Gröndahl presque uniquement, comprennent essentiellement trois catégories d'appareils : d'abord des égoutteurs (souvent installés dans l'atelier de préparation magnétique) où la majeure partie de l'eau entraînée par le slig au sortir des séparateurs peut se déposer ; ensuite les presses à briquettes et enfin les fours où l'on réalise le séchage et la cuisson des briquettes, de façon à les durcir, ce qui en permettra le transport au loin dans de bonnes conditions.

Le procédé Gröndahl réalise (Pl. V) l'agglomération des minerais sans aucun liant et avec une unique compression du slig avant passage au four ; il suffit de la

haute température des fours à cuisson pour obtenir l'agglomération par frittage des particules.

Les appareils égoutteurs (*fig.* 37) sont excessivement simples ; le slig et le courant d'eau qui l'entraîne arrive dans des skaskopor, caisses de section droite triangulaire avec pour dimensions de la section ordinairement 2.150,

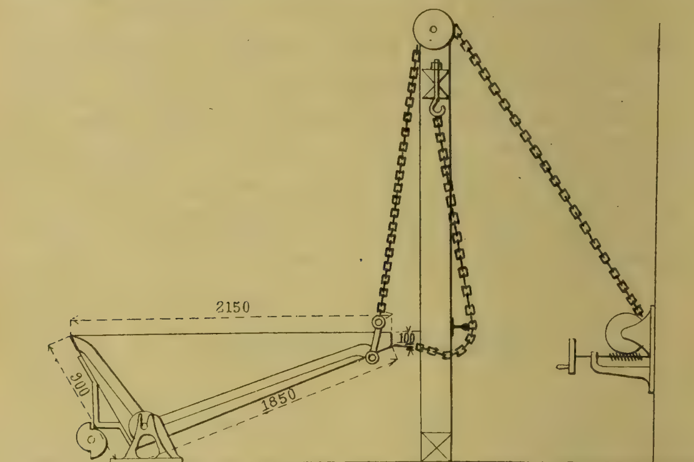


Fig. 37. — Appareil égoutteur à secousses.

1.850 et 900 millimètres ; un arbre à came sur un des côtés donne des secousses continuelles ; dans ces conditions, la caisse évacue constamment au dehors son eau tandis que le slig, matière lourde, se dépose au fond ; quand le niveau du slig est suffisamment haut dans la caisse, on arrête la venue du courant et on vide à la pelle dans des brouettes qui vont se déverser dans les trémies des presses, ou on opère par tout autre moyen plus perfectionné. Ces appareils permettent d'abaisser la teneur du slig en eau aux environs de 6 à 8 p. 100, teneur convenable pour le service des presses. Le nombre de secousses par minute est de 14 à 18 et l'amplitude du

mouvement est seulement de 20 à 30 millimètres. — La caisse est montée sur un axe autour duquel elle peut recevoir un certain mouvement de rotation pour en faciliter le vidage et elle est tenue à l'avant par des chaînes que l'on peut plus ou moins tendre, suivant le niveau du slig dans la caisse.

Une fois débarrassé de sa majeure partie d'eau, le slig est soumis à la compression dans des presses, de façon à obtenir des agglomérés en forme de briques, ordinairement de dimensions 160 $\times$ 160 $\times$ 70 millimètres. Les presses sont de types assez divers suivant les usines constructrices, mais toujours avec alvéoles et avec les trois séries de manœuvres, remplissage de l'alvéole, compression et démoulage.

Les presses sont couramment mues par des moteurs électriques : ainsi, celles du nouvel atelier d'Ostanmossa, près de Norberg, sont de la force de 5 chevaux et le moteur de service tourne à 950 tours sous 380 volts triphasés, 50 périodes et 7,9 ampères maximum ; la réduction de vitesse se fait par engrenages. Celles de Flogberg sont de 6 chevaux, actionnées par du courant également triphasé à 40 périodes et 220 volts.

La compression mécanique n'est jamais poussée bien loin ; on n'a pas, en effet, besoin d'autre chose que d'une agglomération sommaire qui permette d'empiler les briquettes brutes sur des trucks porteurs, qui seront enfournés ensuite. C'est ainsi qu'à Flogberg, où l'on emploie une presse de la fabrique de Kilsmo, on se contente de la chute libre d'une pièce de 400 kilogrammes ; le slig dans l'alvéole reçoit d'abord un choc de faible hauteur de façon à préparer seulement les deux chocs ultérieurs de chacun 180 millimètres de hauteur (les briquettes de Flogberg ont comme dimensions 150,150 et 60 millimètres).

Au sortir de l'alvéole, les briquettes doivent être

maniées avec beaucoup de précautions; elles sont prises à la main avec interposition d'une petite plaque recourbée de tôle. Le poids des briquettes varie entre 5 et 6 kilogrammes ordinairement.

Les trucks porteurs sont constitués par un cadre en fer recouvert de briques réfractaires; on y empile le plus souvent deux rangées seulement de briquettes de champ. La plate-forme du truck devant former cloison étanche à l'intérieur du four de cuisson, ses grands côtés sont revêtus d'une tôle flexible descendant presque jusqu'au sol; les extrémités du truck sont également recouvertes de tôle semblable, mais descendant beaucoup moins bas, de façon à assurer l'étanchéité horizontale entre deux trucks consécutifs, tout en laissant un large passage aux gaz sous le train dans toute sa longueur. Les trucks sont saisis par une chaîne sans fin qui les fait progresser lentement à l'intérieur du four, chaque four pouvant en général contenir de vingt à vingt-huit trucks consécutifs jointifs.

Le four de cuisson ou four-canal Gröndahl est un four chauffé au gaz et la chambre de combustion est située au milieu de sa longueur. Dans le four, les tôles latérales des trucks pénètrent dans des rigoles, régnant sur toute sa longueur et pleines de sable fin, ce qui fait que les plates-formes des trucks jointifs constituent la cloison horizontale étanche signalée plus haut sous laquelle circule l'air nécessaire à la combustion des gaz ; cet air assure dans ce parcours le refroidissement des cadres et des roues des trucks, ainsi que de la chaîne de traction. L'air de la combustion qui a ainsi circulé sous les trucks depuis leur entrée dans le four jusqu'à leur sortie, revient en ce moment à la partie supérieure du four, en profitant d'un passage qui lui est offert, la série des trucks ne remplissant pas, en effet, le four jusqu'à sa stricte extrémité du côté de la sortie. Il se réchauffe alors pro-

gressivement en rencontrant des briquettes cuites, de plus en plus chaudes, au fur et à mesure qu'il se rapproche de la chambre de la combustion. On réalise ainsi une récupération sur l'air. Le gaz produit par des gazogènes arrive, au contraire, sans réchauffage au point où se fait sa combustion. Les produits de cette dernière se dirigent ensuite vers le point d'entrée dans le four des trucks de briquettes brutes, cèdent peu à peu leur chaleur en même temps que les briquettes s'échauffent et arrivent finalement à la base de la cheminée à des températures très basses, ordinairement au-dessous de 100° C. La température de sortie des briquettes cuites à l'autre extrémité du four est analogue, du moins dans le cas normal où l'on retire un truck toutes les trente minutes. Dans de pareilles conditions de récupération de chaleur, on comprend que les consommations de houille doivent être très faibles et que la principale cause de perte de calories réside dans l'évaporation de l'eau d'interposition. En fait, dans les installations fonctionnant avec gazogènes, la consommation de ces derniers en charbon descend fréquemment au-dessous de 8 et même 6 p. 100 du poids des briquettes grillées.

On peut réduire en partie les pertes par rayonnement, en accolant par un de leurs grands côtés deux fours ordinaires et en réalisant le four dit double, fréquemment employé dans les usines.

La température que l'on obtient dans la chambre de combustion est de 1.300 à 1.400° ; dans ces conditions, il y a une agglomération intime des grains, et les briquettes, après refroidissement, peuvent subir sans crainte des manutentions assez violentes, comme celles du chargement ou du déchargement à bord de navires. Quand les ateliers de briquetage sont à proximité des hauts fourneaux consommateurs, le briquetage se simplifie et devient beaucoup moins coûteux, d'abord par suite de la possibi-

lité d'employer comme gaz les gaz du gueulard, ensuite par suite de la nécessité d'une agglomération moins grande, donc d'une température moins élevée, puisque les manutentions des produits obtenus sont alors réduites au minimum ; on peut alors se contenter, comme à Karlsvik, d'atteindre 1.000° seulement. Il faut, du reste, remarquer que les grosses briquettes obtenues dans les fours courants Gröndahl se trouvent souvent trop volumineuses pour les petits hauts fourneaux suédois et que fréquemment on doit les concasser avant emploi ; ceci est encore un argument en faveur des bons résultats d'agglomération obtenue sans aucun liant pour le slig.

Le minerai briqueté de cette manière présente, au point de vue de son traitement ultérieur au fourneau, un certain nombre d'avantages que nous indiquerons sommairement ; nous n'insistons pas sur la richesse en fer et la faible teneur en phosphore, qui sont précisément les raisons pour lesquelles on a effectué un enrichissement du minerai. Mais les briquettes sont en outre très poreuses et n'ont pas la compacité si typique et souvent si gênante de la plupart des minerais bruts suédois ; il en résulte que, dans le haut fourneau, les gaz ont leur travail de réduction facilité, ce qui se traduit par une économie très sensible de la consommation du combustible nécessaire, question importante, tant dans l'établissement du prix de revient qu'au point de vue de l'épuisement moins rapide des richesses naturelles des forêts suédoises. Ainsi, tandis que la moyenne des consommations de charbon de bois par tonne de fonte produite est, dans la péninsule scandinave, de 63 à 64 hectolitres, la consommation des hauts fourneaux de Karlsvik, près de Luleå, qui n'emploient que des briquettes de minerai de fer, est de moins de 45.

En second lieu, il faut signaler que les briquettes subissent un véritable grillage oxydant quand elles se

refroidissent en réchauffant l'air de la combustion ; il en résulte deux choses : la première est la désulfuration presque complète du slig; la seconde, la transformation, pour les minerais, de la magnétite en hématite beaucoup plus facilement réductible dans le haut fourneau. D'une part donc, consommation plus réduite de combustible; de l'autre, possibilité d'obtenir, surtout avec le charbon de bois, des fontes absolument pures en soufre, ce qui, avec leur faible teneur en phosphore, en fait des fontes de très haute valeur.

Les deux analyses suivantes, relatives aux ateliers de briquetage de Karlsvik et de Herräng, montrent bien le fait d'une désulfuration très nette :

		Herräng	Karlsvik
Minerai brut	Fe	39,30	58,96
	S	1,13	0,036
	Ph	0,006	1,290
Concentrés	Fe	62,90	72,38
	S	0,27	0,003
	Ph	0,003	0,005
Briquettes	Fe	61,10	69,49
	S	0,008	0,002
	Ph	0,003	0,006
Fonte obtenue	S	0,005	0,003
	Ph	0,012	0,012
Porosité p. 100 du volume		23,90	20,8

C'est, du reste, cette considération d'une désulfuration aussi complète que possible qui conduit, dans certaines installations comme celle de Flogberg, à maintenir plus longtemps les trucks dans l'intérieur du four ; on arrive alors à ne retirer de wagon que toutes les quarante minutes au lieu des trente normales. Et, dans ledit four où vingt-huit trucks peuvent tenir ensemble, cela conduit à un séjour de dix-neuf heures environ.

Les fours-canaux employés en Suède ont des longueurs

dépassant fréquemment 50 mètres, on arrive à 56 à Flogberg; d'autres sont un peu moins longs, comme celui de Herräng, qui n'a que $45^m,60$. Sur ces $45^m,60$, $17^m,60$ correspondent à la zone de réchauffement et $17^m,60$ à celle de refroidissement des trucks ; dans la partie centrale, la chambre de chauffe où se fait la combustion a $10^m,40$ de longueur et se signale par une surélévation de la voûte, qui laisse alors libre une hauteur de $1^m,83$ au lieu de $1^m,16$ en section normale, la largeur restant constante et égale à $1^m,12$.

Les trucks porteurs ont des longueurs de 2 mètres et leur charge se compose de deux rangées horizontales superposées de briquettes, soit un poids d'environ 800 kilogrammes ; une certaine diminution de poids des briquettes résulte du départ dans le four de l'humidité contenue, ce qui cause également une diminution des dimensions extérieures; mais cette diminution de poids est compensée, en grande partie, par le passage de la magnétite à l'état de sesquioxyde de fer, qui augmente, en particulier, le poids de la partie correspondant au fer de 3 p. 100; théoriquement, une certaine fixation d'acide carbonique a lieu également et, en fin de compte, on peut estimer qu'avec le slig à 7 p. 100 d'eau, la diminution de poids entre les matières brutes à l'entrée et les matières finies à la sortie ne dépasse pas 3 à 4 p. 100. Pour ce qui est des dimensions linéaires, elles sont réduites de 3 p. 100 environ dans la grande section ; l'épaisseur subit, au contraire, une augmentation très notable, par suite du tassement, augmentation qui peut atteindre plus de 15 p. 100, de sorte qu'en fin de compte on a une augmentation de volume.

La production des fours varie, d'abord d'après leurs dimensions, ensuite et surtout d'après le degré de désulfuration que l'on désire réaliser ; dans l'appareil de Flogberg, que nous avons déjà signalé, les trucks restent

dans le four à peu près dix-neuf heures; il en est extrait trente-six par vingt-quatre heures, soit, avec la charge de 800 kilogrammes bruts, une production d'environ 27 tonnes par journée de travail ; le four supposé marcher sans réparations donnerait alors 10.000 tonnes dans un an; deux de ces fours existent, ce qui assure à l'atelier complet une capacité de 20.000 tonnes. — A Herräng, il y a trois fours, les trucks y restent dix-huit heures, et la production de 24 tonnes par jour donnerait par an et par four environ 9.000 tonnes dans les conditions de marche actuelle.

Comme appareils annexes des fours, il n'y a lieu de signaler que les moteurs qui assurent par chaîne l'avancement des trucks dans l'intérieur, les ventilateurs situés à la base de la grande cheminée d'évacuation de fumée, ainsi que ceux des gazogènes, dans le cas où l'on emploie des gazogènes soufflés.

Personnel de service et force. — Le personnel nécessaire à la marche des ateliers de briquetage est très réduit ; il se compose, par poste de douze heures, d'un homme qui assure l'alimentation en slig humide des distributeurs de presses, deux aux presses faisant aussi le chargement des briquettes sur les trucks, un aux gazogènes et deux à la sortie des trucks des fours pour le déchargement des briquettes. Ceci suffit pour deux fours et deux presses. On a donc douze hommes dans les deux postes ; en plus, pour l'ensemble, un ouvrier aux réparations et un contremaître chef de fabrication qui, comme nous l'avons dit, sont souvent communs avec l'atelier d'enrichissement.

Comme force, on a besoin de 6 chevaux par presse, de 5 pour chaque ventilateur de four et de 10 pour chaque chaîne Galle qui assure, par intermittence, l'avancement des trucks dans le four.

Prix de revient. — Il est beaucoup plus facile de don-

ner une évaluation moyenne des frais de service pour les fours de briquetage et les presses à briqueter que pour les ateliers d'enrichissement. Il y a, en effet, beaucoup moins de différences entre ces diverses installations qu'entre les ateliers d'enrichissement, et la grande variation peut seule provenir d'un séjour plus ou moins long dans le four, qui assure une désulfuration plus avancée et influe sur le prix de revient par les consommations de combustible.

Les chiffres suivants par tonne de briquettes finies, sans amortissement ni intérêts du capital de premier établissement, sont communiqués par la Metallurgiska Aktiebolaget de Stockholm, comme ceux d'une usine située dans des conditions ordinaires d'approvisionnement en combustible (houille : 22 couronnes la tonne) :

Main-d'œuvre	Transport du slig et alimentation des presses		0,34		0,89
	Presses et enfournement		0,30		
	Chauffage du gazogène		0,09		
	Main-d'œuvre de sortie et déchargement des trucks		0,16		
Houille (7 p. 100 en poids des briquettes)					1,49
Graisses et Huiles					0,02
Réparations	Presses	Main-d'œuvre	0,04	0,09	0,72
		Matériaux	0,05		
	Fours	Main-d'œuvre	0,07	0,28	
		Matériaux	0,21		
	Trucks	Main-d'œuvre	0,07	0,35	
		Matériaux	0,28		
Force motrice					0,05
Transports divers					0,03
Divers (salaires du contremaître, etc.)					0,12
On arrive donc, sans frais généraux d'aucune sorte à un prix de revient de					3,32

couronnes dans ces conditions; il faudrait ajouter environ 0,80 pour les intérêt et amortissement à 10 p. 100 du capital de premier établissement et pour les frais généraux, ce qui conduirait à 4,12 couronnes ou 5 fr. 72.

Ce sont là des prix très élevés et que l'on ne peut envisager que dans des conditions tout à fait particulières de produits à grande valeur finale.

On dépasse pourtant en général assez sensiblement ces résultats dans les installations courantes suédoises ; c'est ainsi que l'on peut signaler des prix (toujours sans frais généraux) de 3,86 couronnes, ou 5 fr. 36, à Flogberg et à Stråssa ; à Uttersberg, par contre, où l'on emploie, pour une grande partie, du gaz de haut fourneau au chauffage du four, on a pu descendre un peu au-dessous, à 3,24 couronnes, ou 4 fr. 50 ; une moyenne générale paraît se tenir à 3,60 couronnes (environ 5 francs par tonne).

Le prix de Flogberg précédemment indiqué se décompose ainsi :

Main-d'œuvre ordinaire	1,34
— des gazogènes	0,14
Entretien : main-d'œuvre	0,12
— matériaux	0,36
Combustible (6,6 p. 100)	1,48
Force motrice	0,17
Divers	0,35

Pour ce qui est de cette usine particulièrement, on y donne la tonne de briquettes, tous frais compris (extraction du minerai, transports, enrichissement, briquetage, frais généraux), comme revenant aux environs de 14 couronnes, soit 19 fr. 46 ; on a ainsi l'unité de fer contenu à 30,2 centimes pour des briquettes à 63,8 de fer, traces de phosphore (0,004) et surtout de soufre (0,002).

Cette somme se diviserait ainsi (minerai initial à 32,21 p. 100 sans hématite notable) :

Extraction du minerai à la mine correspondant à 1.000 kilogrammes de briquettes.	3,60
Transport par câble aérien à l'atelier....	0,44
Enrichissement	3,25
Briquetage............................	3,86
Transport par câble aérien au chemin de fer..............................	0,54
Frais généraux, intérêts, amortissement des ateliers d'enrichissement et de briquetage	2,31

Les frais directs seraient de 11,69 couronnes ou 16 fr. 25.

Un autre prix de revient actuel serait pour Stråssa (minerai à 36 avec une certaine proportion d'hématite) :

Frais d'extraction et de transport à l'atelier d'enrichissement	4,50
Enrichissement..............................	2,00
Transport à l'atelier de briquetage et briquetage.	4,00
Soit..................................	10,50

ou 14 fr. 60. Un transporteur aérien de 5 kilomètres amène les produits briquetés au chemin de fer.

Le prix de vente des briquettes est par contre assez élevé ; cela tient à l'avantage qu'elles ont de nécessiter au fourneau des consommations de charbon de bois ou de coke beaucoup moins fortes que le minerai ordinaire magnétisé, et surtout à leur teneur très faible en impuretés nuisibles à la valeur de la fonte. Comme prix de vente, on nous a signalé, pour des briquettes à 65 p. 100 de Riddarhyttan, des prix de 21,50 à 23,50 shillings sur wagon gare pour des consommateurs suédois. Pour des briquettes de Stråssa, dont la production est vendue pour la plus grande partie à l'exportation et dont le développement prochain de l'atelier, pour une production de 60 à 70.000 tonnes annuelles au lieu de 40.000 actuelles, est surtout fait pour développer ces expéditions à l'étranger, les prix réalisés

en 1908 sont de 24 shillings (soit 30 francs) c. i. f. Rotterdam. L'usine de Karlsvik, près de Luléå, vend aussi d'assez grands tonnages de briquettes à l'exportation à des prix variant les années (1907-1909) de 25 à 28 francs f. o. b.

Le tableau suivant donne les productions en 1908 et 1909 des divers ateliers de briquetage suédois avec les teneurs correspondantes de sligs traités en 1909 :

	1908	1909		SLIG		
				Fe	Ph	S
	tonnes	tonnes				
Vigelsbo	9.000	10.890		65	0,0025	0,081
Herräng	26.300	10.280		66,6	0,003	0,10
Södra Hyttan	14.599	3.600		65,8	0,004	0,097
Bredsjö		4.400		65	0,005	0,066
Sikfors	5.973	7.060		64	0,005	0,030
		5.319		67,34	0,006	0,025
		9.072		69,85	0,004	0,30 à 3,30
Guldsmedshyttan	19.607	297	17.114	69,30	0,002	0,159
		2.423		66,40	—	—
		3		66,00	—	—
Stråssa	41.612	37.048		64,00	0,007	0,015
		14.464		66,00	0,003	0,100
Riddarhyttan	7.665	315	14.819	67,00	0,003	0,040
		40		65,00	0,004	0,050
		4.926		65,00	0,003	0,080
Uttersberg	7.428	1.251	6.322	63,00	0,003	0,090
		145		60,00	0,012	0,015
Långgrufvan	4.548	7.044		60,50	0,004	0,006
Flogberg	19.856	5.237		63,79	0,004	0,280
Karlsvik	36.628	9.496		71,50	0,007	—

Les grandes diminutions pour les usines anciennes, constatées en 1909, tiennent à la grève d'août à octobre, ainsi que pour Karlsvik, à des difficultés d'ordre financier également.

Pour ce qui est des capacités maxima pour lesquelles avaient été prévus les ateliers, donnons ci-dessous quelques chiffres :

Stråssa	60.000
Karlsvik	45.000
Guldsmedshyttan	30.000
Herräng	30.000
Flogberg	24.000
Bredsjö et Södra Hyttan réunis	20.000
Riddarhyttan	20.000
Ostanmossa (Norberg)	12.000
Utterberg	12.000
Vigelsbo	10.000
Sikfors	10.000

QUATRIÈME PARTIE.

LES GISEMENTS DE MINERAI DE PRÉPARATION MAGNÉTIQUE DU NORD DE LA NORVÈGE.

La production des minerais de fer en Norvège a toujours été jusqu'ici très faible et nullement comparable à celle de la Suède. Si l'on se rapporte, en effet, aux statistiques officielles de ces dernières années, on trouve pour quantités extraites depuis 1895, les tonnages suivants :

1895	1.250	tonnes
1896	2.000	—
1897	3.627	—
1898	4.425	—
1899	4.576	—
1900	17.925	—
1901	42.252	—
1902	53.675	—
1903	53.475	—
1904	45.348	—
1905	62.512	—
1906	109.259	—
1907	99.532	—
1908	74.003	—

On a donc eu une croissance assez rapide jusqu'en

1906-1907 et ensuite un recul assez marqué en 1908 par suite de l'arrêt de l'exploitation au Dunderland et à Bogen. Une production aussi réduite ne mériterait certes pas de retenir l'attention, si elle devait se maintenir constamment à des chiffres aussi bas. Mais la Norvège paraît devoir devenir un fournisseur important des marchés d'importation, grâce à de nouveaux gisements récemment mis en œuvre et non encore entrés dans la période normale de travail. Quelques mots sur ces gisements et sur leurs procédés d'exploitation et de préparation ne seront pas inutiles, pour fixer les connaissances actuelles.

Les gisements qui paraissent devoir prendre une grande importance en Norvège sont des gisements en général situés à des latitudes supérieure à celle du cercle polaire, contenant des minerais à faible teneur dont il faut envisager l'enrichissement sur place avant l'expédition à la clientèle. Les minerais se prêtent généralement dans de bonnes conditions à la séparation magnétique dont nous avons déjà eu l'occasion de parler dans les chapitres précédents. La magnétite est ordinairement en effet prépondérante et l'hématite, si elle a pu gêner au Dunderland, où sa proportion devient très considérable, n'est pas ou peu représentée dans les autres formations de Bogen, du Salangen et surtout du Sydvaranger. Les gisements ont en outre l'avantage d'être situés près de la mer, et d'une mer qui ne gèle jamais, réchauffée qu'elle est dans ces parages par le courant du Gulf-Stream ; ceci leur donne un avantage certain sur d'autres formations de même nature dont on a signalé parfois des types dans l'intérieur des terres ou près de la côte du golfe de Bothnie. Nous passerons successivement et sommairement en revue les quatre gîtes les plus importants connus ; mais, auparavant, nous donnerons quelques indications sur les autres ressources norvégiennes en minerais de fer.

Au contraire des gisements précédemment nommés, les autres gîtes de minerais de fer norvégiens, situés surtout dans la partie méridionale de la péninsule, fournissent des minerais initialement à assez fortes teneurs en fer. Les plus productifs du Sud sont ceux de Fehn près Ulefos, de la côte d'Arendal et de Langö; le premier, qui a fourni, en 1907 et 1908, respectivement 37.000 et 33.000 tonnes, aurait donné, depuis qu'il est exploité, environ 700.000 tonnes d'un produit à 50 de fer, 0,2 de soufre, 0,4 à 0,7 de phosphore; 500.000 tonnes y seraient reconnues dès à présent, et la contenance probable atteindrait le million de tonnes.

Les gisements si souvent décrits dans les traités de géologie de la côte d'Arendal auraient fourni de leur côté, jusqu'à l'heure actuelle, 235.000 tonnes de minerais tenant de 42 à 60 de fer, avec traces de soufre et seulement 0,02 à 0,05 de phosphore, donc des produits beaucoup plus purs que les premiers; on parle de reprendre un certain nombre de ces mines pour alimenter des usines métallurgiques comme celles de Hardanger ou de Tinfos, où des essais assez concluants de sidérurgie électrique se poursuivent en ce moment. La contenance de ces gisements d'Arendal paraît atteindre 1.500.000 tonnes certaines et 3 millions de tonnes probables.

Enfin, des gisements du Sud, le troisième indiqué, celui de Langö, avec un minerai à 47 Fe, 0,03 Ph et traces de soufre, contiendrait encore 300.000 tonnes certaines, et 1 million de tonnes correspondraient aux ressources totales probables de la mine. Un dernier gisement phosphoreux non exploité est encore à signaler, celui de Söftestad dans le Nissedal, qui pourrait tenir au maximum 1.500.000 tonnes à 59 de fer et 1,75 de phosphore, le soufre n'existant qu'à l'état de traces.

De nombreux autres petits gisements existent encore en Norvège méridionale, mais ne méritent pas que l'on

s'y arrête ; on y a extrait des quantités plus ou moins faibles de minerais ordinairement à haute teneur et principalement exportés, la sidérurgie norvégienne n'existant pour ainsi dire pas encore. Leurs ressources connues ne dépassent pas 1 million de tonnes et leurs ressources probables 2 à 3 millions.

Les gisements du Nord sont de deux catégories : ceux qui, comme le Dunderland, le Sydvaranger, etc..., ont besoin d'une préparation magnétique, et ceux qui donnent des minerais directement utilisables et dont certains existent dans les provinces de Trondjehm et du Nordland et dans les îles Lofoten. Dans ces dernières, on remarque plusieurs centres de production actuelle; le plus connu est celui de Mellö, qui, en les cinq années 1906-1910, a donné de 15.000 à 20.000 tonnes annuelles de minerai (depuis le début de la mise en valeur 90.000 tonnes) à 55 Fe et qui contiendrait encore 200.000 tonnes maximum; on peut aussi y signaler Madmoderen, ayant débuté en 1907 et ayant fourni en 1908 5.900 tonnes à 50-58 de fer, Bjarkö (2.010 tonnes à 51), Smorten (5.930 à 55-60), tous gisements qui ne paraissent pas avoir du reste grande importance : ils sont compris entre 68° 15′ et 69° de latitude Nord.

Dans la province de Trondjehm, des minerais sont aussi connus à Malmo et Beitstaden avec 54 de fer, mais 2,5 de soufre. Leur production a atteint jusqu'à 15.000 tonnes par an.

La Norvège exporte presque tous ses minerais comme nous l'avons déjà dit : les chiffres d'exportations ont été les suivants depuis 1894 :

1894	1.607
1895	1.545
1896	2.051
1897	4.242
1898	4.601
1899	12.517
1900	27.158
1901	39.173
1902	48.775
1903	41.575
1904	45.434
1905	60.558
1906	81.398, dont 7.700 de briquettes.
1907	137.593, dont 41.200 de briquettes et slig.
1908	110.428, dont 46.000 de briquettes et slig.

Nous allons maintenant sommairement décrire les quatre grands gîtes du Nord, Dunderland, Bogen, Salangen et Sydvaranger (*).

Dunderland. — Le gisement de Dunderland (Pl. VI, *fig.* 1 et 2) est, parmi les quatre grands gisements du Nord de la Norvège, celui qui fut le premier mis en valeur. Il se trouve situé à peu près sous la latitude du cercle polaire dans la vallée du Dunderland, qui débouche près de Mo, au fond du Ranenfjord, un des profonds golfes qui découpent la côte norvégienne au Nord de Trondjhem. Connu depuis la fin du XVIIIe siècle (1799) d'une façon assez complète, ce ne fut pourtant qu'à partir de 1890

(*) Nous n'avons pas visité nous-mêmes ces gisements, dont certains sont assez difficiles d'accès : les descriptions ci-après sont faites principalement d'après les ouvrages de M. Vogt, professeur à l'Université de Kristiania, qui les a particulièrements étudiés, et d'après un certain nombre de renseignements qui nous ont été communiqués tant en Suède qu'en Norvège. On peut consulter sur eux, pour plus amples détails, les articles de M. Vogt (*Geol. Fören. Förh.* de Suède, 1894; *Norges Geologiske undersökelse*, 1894-1895-1910), M. Sjögren (*Geol. Fören. Förh.*, 1908) et divers articles de M. Vogt dans le *Teknisk Ugeblad* de Kristiania (1908) ou la *Zeitschrift für praktische Geologie* (1893, 1895, 1900, 1901, 1907, etc.).

que des travaux de reconnaissance y furent poussés activement et qu'à partir de 1900 que l'on s'occupa sérieusement de sa mise en valeur. C'est en effet en 1901 que se créa la Dunderland Iron Ore Company, qui réunit dans une même main tous les gisements connus de la région. Cette société anglaise, dans laquelle se trouvaient intéressées plusieurs des plus grosses sociétés sidérurgiques de la Grande-Bretagne, commença par relier les gisements à la côte par un chemin de fer à voie normale (terminé en 1904) d'une longueur de 27 kilomètres, chemin de fer qui fut continué par un embranchement de 3 kilomètres jusqu'aux chantiers à ciel ouvert attaqués dans la région du lac Urtvand (90 mètres au-dessus du niveau de la mer) ; ce chemin de fer partait du port d'embarquement de Guldsmedsvik et allait aux ateliers de préparation mécanique établis à Storfoshei. La société construisait en même temps ces ateliers d'enrichissement et ceux de briquetage (ces derniers au port de Guldmedsvik), commençait les travaux d'abatage et les expéditions de briquettes, mais se trouvait en face de difficultés considérables pour le traitement pratique des minerais (mélange d'hématite et de magnétite) par le procédé à sec Edison qu'elle avait choisi; les poussières rendaient de plus le travail des ouvriers fort dangereux pour leur santé; aussi dut-elle arrêter son exploitation dès le 16 juillet 1908, tant à cause de cette difficulté qu'à cause d'une situation financière peu florissante.

Depuis cette date, on a parlé à maintes reprises de reprendre les travaux, avec de nouvelles méthodes de séparation. Des essais sur les minerais du Dunderland furent faits en particulier en ces derniers temps à l'usine Krupp-Gruson de Magdebourg où un procédé humide pour minerais faiblement magnétiques (séparateur Ullrich) a paru donner de bons résultats : les expériences furent poursuivies sur place au Dunderland dans le courant de l'été 1910 et de

leurs résultats devait dépendre le sort de la mine ; ces résultats semblèrent concluants, et une assemblée générale des actionnaires, tenue le 29 décembre 1910 à Londres, enregistra un contrat avec la maison Krupp pour l'enrichissement du minerai, en même temps que des promesses de concours financiers pour la remise en marche de l'affaire. — On peut aussi citer, parmi les procédés de traitement essayés, des expériences faites sous la direction de Gröndahl à Herräng sur des minerais du Dunderland, auxquels on faisait subir une réduction dans un four pour transformer l'hématite en magnétite : les consommations de combustible nécessaire pour cette opération n'auraient été que 4 p. 100 du poids des produits passés. On aurait eu ensuite alors une simple séparation magnétique à effectuer.

Les frais de premier établissement de la Dunderland Iron Ore Company avaient été considérables ; on avait fait de suite très grand, et la construction du chemin de fer en particulier avait englouti un nombre respectable de millions. Le total des dépenses avait atteint 29 millions de couronnes (soit plus de 40 millions de francs) à la date de l'arrêt des travaux en juillet 1908. La société était (fin 1908) au capital de 2 millions de livres dont 1 million en actions privilégiées 6 p. 100 de 5 livres et le reste en 200.000 actions ordinaires dont une grande partie avait servi à payer les apports.

Pendant les quelques années de travail, les quantités suivantes de minerais bruts avaient été extraites :

1905	64.416 tonnes
1906	192.576 —
1907	161.472 —
1908	146.943 —

sur lesquelles une redevance de 3 öre par tonne était payée à l'Etat suivant un contrat en date du 14 mai 1901,

la redevance due de ce fait ne pouvant d'ailleurs jamais être inférieure à 5.000 couronnes. Sur ce tonnage de minerais bruts, 366.345 tonnes avaient été passées à l'atelier d'enrichissement, ayant conduit au total à 84.189 tonnes de briquettes et 3.353 tonnes de slig restant à briqueter au moment de la suspension des travaux. La répartition des produits fabriqués se faisait suivant le tableau ci-dessous :

ANNÉES	TONNES traitées à l'atelier	BRIQUETTES (tonnes)	TONNES DE MINERAI par tonne de slig ou briquettes
1906	44.784	7.472	5,99
1907	161.472	38.272	3,88
1908	160.089	38.445 + slig 3.353	4,17

L'installation dans les projets primitifs devait être capable de 750.000 tonnes de slig ou briquettes par an ; les projets de reconstitution de la société étudiés jusqu'ici envisagent des productions sensiblement moins fortes et aux environs de 300.000 tonnes annuelles seulement. Les produits étant à 65 p. 100 de fer, 0,03 à 0,04 de phosphore et à traces de soufre, correspondent à des minerais riches et purs, de valeur élevée ; la remise sur pied de l'affaire sera intéressante, surtout pour les usines anglaises et allemandes, consommatrices de ces qualités de minerais.

Les briquettes fabriquées dans la période de marche avaient été expédiées pour la presque totalité en Angleterre et, des renseignements fournis par la société, il résulte que 67.000 tonnes vendues en Grande-Bretagne l'avaient été à des prix variant de 27 sh. 3 1/2 à 18 sh. 2 1/2 de 1906 à 1908, la baisse correspondant à une situation moins favorable du marché des minerais en 1907 et surtout en 1908 : le prix de réalisation moyen

avait été de 24 sh. 9, c. i. f. au port anglais. — Dans cette même période, les cours officiels de minerai A de Kirunavara sur base 60 Fe avaient varié de 27 shillings à 19 shillings et ceux du rubio, base 50, de 22 sh. 3 à 16 sh. 4 1/2. On se rend compte par cela que la briquette à 65 Fe se vendait à des prix inférieurs à celui de minerai A de Kirunavara ou Gellivare dont les prix correspondant aux bases précédentes auraient été (avec la progression ordinaire de 4 pence par unité pour minerai non phosphoreux et en admettant la teneur de 65 p. 100) de 28 sh. 8 à 20 sh. 8. Mais il faut aussi tenir compte de la nouveauté du produit sur le marché anglais. Il apparaît du reste qu'en marche normale la porosité des briquettes, favorable à leur réduction, et la faible teneur en soufre devraient assurer au minerai une base de prix supérieure de 1 shilling à celle des minerais A de Kirunavara ou Gellivare, beaucoup plus difficiles à réduire et à teneur en soufre un peu supérieure.

Les minerais du Dunderland se trouvent, au point de vue géologique, dans un étage de schistes micacés avec intercalations de parties calcaires et dolomitiques cristallines, schistes surmontés par deux étages, un premier de gneiss ou gneiss micacés, le second de schistes dits de Sulitelma; ce sont dans les parties moyenne et supérieure de l'étage de schistes micacés que se disposent les gîtes ferrifères en lentilles ou amas allongés dans le sens de la stratification des assises. Cet étage de schistes micacés a un développement considérable le long de la côte norvégienne; il contient, dans une bande de 400 kilomètres de longueur sur 1 à 8 de largeur, des zones minéralisées extrêmement nombreuses, industriellement ou non exploitables et ne présentant en somme d'intérêt que dans les parties où elles se condensent en séries très voisines les unes des autres; ces principales agglomérations sont, en

allant du Sud au Nord, celles du Dunderland, de Bogen et de Salangen.

Les schistes micacés où se trouvent intercalés les gîtes de fer renferment, indépendamment des roches précitées qui sont normales et se séparent en formations importantes, des roches plus rares à staurotite, à disthène, à hornblende, à andalousite, des schistes quartzeux, etc... Le minerai y est constitué par un schiste imprégné de magnétite et d'hématite, avec une teneur moyenne de l'ensemble plus ou moins forte en fer, les proportions relatives de magnétite et d'hématite pouvant varier énormément suivant les lentilles. Le schiste minéralisé contient aussi divers minéraux secondaires, comme de la hornblende, du quartz, des feldspaths, des grenats, du pyroxène, etc...

Au Dunderland, comme le montre la coupe (planche VI), due à M. Vogt, les minerais se trouvent dans une zone de calcaires extrêmes, de direction sensiblement O.-E. avec des inflexions plus ou moins prononcées; le schiste minéralisé est, soit directement en contact tant au toit qu'au mur avec des calcaires, soit situé entre deux bandes de schistes. Le plongement est le pendage général des assises, soit ordinairement 30°. Les lentilles affleurent au jour sur de longues distances et elles sont pratiquement exploitables sur d'assez grandes hauteurs par simples travaux à ciel ouvert. Elles se trouvent disséminées dans une région s'étendant en longueur sur 35 kilomètres et en largeur sur 1 à 6; leur puissance unitaire varie entre quelques centimètres et 90 mètres; pour celles dont la Dunderland Iron Ore Company envisageait l'exploitation dès le début, la puissance moyenne oscillait ordinairement entre 30 et 50 mètres; le maximum était de 90 et la moyenne de 42; le pendage permettait d'aller en travaux à ciel ouvert entre 35 et 60, en moyenne à 55 mètres de profondeur.

Le tableau suivant, donne pour les quinze lentilles que l'on avait spécialement étudiées en vue de l'exploitation, les indications sur les surfaces affleurantes ainsi que les proportions relatives de magnétite et d'hématite dans le minerai abattu :

	LONGUEUR de l'affleurement	LARGEUR moyenne	SURFACE	PROFONDEUR moyenne à prendre à ciel ouvert	PROPORTION d'hématite	PROPORTION de magnétite
	m.	m.	m²	m.		
Vesteraali	1.115	45	45.300	60	64	36
Finkaataenget	770	32	25.000	54	89	11
Stensundtjern	955	27	26.500	47	48	52
Ortvand	1.085	47	50.100	47	42	58
Krutmeier	150	20	3.000	15	0	100
Björnehei	760	38	29.500	40	64	36
Urtfjeldmo H	1.980	33	65.800	33	80	20
— G	355	85	30.000	36	69	31
— F1	290	28	8.100	42	79	21
— F	1.415	47	71.000	42	68	32
— E	1.030	42	44.300	36	77	23
Strandjord H1	600	28	17.000	21	90	10
— I	1.185	49	59.400	30	63	37
— K	375	31	11.800	21	87	13
Naevernaes	700	17	11.700	33	—	—

On arrive alors pour les seuls gisements précédents à un total de surface utilisable de 497.500 mètres carrés ; mais il existe encore d'autres gisements importants qu'une exploitation rationnelle ne laisserait pas de côté dans cette même région du Dunderland et, en se limitant seulement aux lentilles ayant au moins une largeur de 5 mètres, on arrive avec M. Vogt (1894 et 1910) à donner à la section horizontale minéralisée des affleurements une valeur de 1 million de mètres carrés, au minimum ; d'autres estimations des ressources du Dunderland furent faites en 1894 par Hjalmar Sjögren et en 1899 par Hasselbohm, qui arrivèrent respectivement à 1.000.000 et 1.290.000 mètres carrés pour les surfaces horizontales exploitables.

Quant aux quantités de minerais existantes, elles sont considérables ; les seuls quinze gisements précédemment

considérés donneraient comme extractibles à ciel ouvert 89.200.000 tonnes ; avec les autres gîtes moins puissants pour lesquels l'exploitation précitée devrait s'arrêter plus tôt, on arriverait néanmoins à pouvoir prendre 110 à 120 millions de tonnes environ.

D'un autre côté, le mètre cube de roche abattue dans la zone minéralisée donne environ 3.000 kilogrammes de minerai brut, intercalations diverses déduites ; chaque mètre d'approfondissement dans le gîte supposé étendu à 1 million de mètres carrés donnerait donc à l'abatage 3 millions de tonnes, et un approfondissement général de 100 mètres, ce qui ne suppose pas une grande continuité du gîte en profondeur, correspondrait à 300 millions de tonnes.

En se limitant seulement d'ailleurs avec M. Vogt au tonnage extractible à ciel ouvert de 110 à 120 millions de tonnes et en remarquant qu'avec la teneur moyenne des minerais du Dunderland il faudra en marche normale vraisemblablement 3.000 kilogrammes au plus de minerai brut pour 1.000 kilogrammes de slig, on pourrait ainsi obtenir dans des conditions industrielles de 36 à 40 millions de tonnes de slig brut ou à briqueter ultérieurement.

Des recherches faites sur les quinze grandes lentilles avant la mise en exploitation du gîte, on avait cru pouvoir déduire que les teneurs en fer (de la magnétite et de l'hématite seuls) du minerai brut abattu oscilleraient, suivant les points entre 36,5 et 42,2 p. 100; deux cas exceptionnels étaient à signaler : dans l'un, la richesse s'était élevée à 53,0; dans un autre, au contraire, on n'avait plus noté que 32,5; une moyenne générale sur les treize gisements ordinaires (les deux exceptionnels exclus) aurait même été de 39 p. 100. Il apparaît pourtant, d'après les résultats obtenus sur des prises d'essais des minerais broyés dans l'atelier d'enrichissement, minerais provenant des travaux faits à Urtvand, que ces estimations étaient fortement au-dessus de la réalité, puisque, au lieu

de 41,2 p. 100 que l'on avait cru avoir à Urtvand, on ne trouvait que 36 en moyenne avec, comme extrêmes, 34 et 38. Aussi, à l'heure actuelle, n'estime-t-on pas à plus de 33 à 35 p. 100 avec, en quelques points comme Urtvand (qui paraissait un des plus riches), 36 p. 100, la teneur moyenne du gisement.

La quantité de phosphore contenue dans le minerai brut a fait l'objet de recherches assez sérieuses en 1894, desquelles il résultait que l'on avait eu sur minerais bruts :

12	analyses	comprises entre	0,083	et 0,099	de phosphore
13	—	—	0,100	0,149	—
21	—	—	0,150	0,199	—
25	—	—	0,200	0,249	—
11	—	—	0,250	0,299	—
9	—	—	0,300	0,349	—
5	—	—	0,350	0,399	—
1	—	—	0,450		—

En moyenne le minerai du Dunderland tiendrait 0,225; le rapport du phosphore au fer est dans ces conditions de 0,66 p. 100.

On a donc affaire à des minerais relativement assez phosphoreux ; mais ici, comme dans la plupart des gîtes scandinaves, le phosphore est à l'état d'apatite, ce qui permet, avec les méthodes magnétiques, de l'enlever presque complètement; l'élimination se faisait d'ailleurs dans de bonnes conditions dans l'atelier d'enrichissement, et les briquettes finales à 65 de fer ne contenaient plus que 0,03 à 0,04 p. 100 de phosphore.

Quant à la proportion de soufre, elle varie, suivant les points et les échantillons entre 0,01 et 0,05 p. 100 ; elle est donc toujours faible ; une partie disparaît avec les stériles dans le traitement enrichisseur et une autre est brûlée dans les fours de cuisson des briquettes, ce qui amène à des produits finaux à traces seulement de cet élément.

Enfin, comme dernier constituant intéressant, le titane, qui, dans certains gisements scandinaves, est en proportions très fortes, existe seulement à l'état de traces dans les minerais du Dunderland.

Ceux-ci contiennent, comme l'ont montré les tableaux précédents, de la magnétite et de l'hématite, avec prépondérance très marquée de cette dernière, encore qu'en certaines lentilles existe exclusivement la magnétite. D'une manière générale, on peut dire qu'il y a 2,5 fois plus d'hématite que de magnétite ; c'est là une difficulté très sérieuse pour le traitement des minerais pour enrichissement, la séparation de l'hématite de la gangue par les méthodes usuelles causant toujours des pertes par entraînement importantes. Aussi comprend-on que, s'il faudrait théoriquement avec un minerai à 36 p. 100 comme est celui d'Urtvand et des déchets à 12 p. 100, teneur maximum qu'on ne dépasse pas couramment en Suède avec des minerais uniquement magnétiques, environ 2.200 kilogrammes de brut pour une tonne de slig à 65 p. 100, il faille ici compter sur une mise au mille de brut beaucoup plus grande ; sans vouloir considérer les chiffres de 4.000 kilogrammes que l'on a eu en 1907 et 1908 à l'atelier d'enrichissement comme des chiffres normaux, et en faisant sa part au procédé Edison à sec, qui ne donna jamais de résultats satisfaisants, beaucoup de techniciens pensent néanmoins qu'il faudra près de 3.000 kilogrammes de brut pour obtenir la tonne de concentré. Le système Ullrich arriverait aux environs de ce chiffre.

Dans certains cas, cependant, les lentilles du Dunderland se présentent dans des conditions plus favorables ; c'est le cas en particulier du gîte d'Urtvand ; on peut en effet y distinguer deux zones, une au mur où il y a prépondérance de l'hématite et l'autre au toit où il n'y a, au contraire, que faibles proportions d'hématite et presque totalité de magnétite ; dans ces dernières conditions, les

méthodes ordinaires de séparation magnétique suédoise s'appliqueraient normalement et la mise au mille serait naturellement beaucoup plus faible.

Installations du Dunderland. — La Dunderland Iron Ore Company avait créé à Guldmedsvik et Storfoshei deux puissantes stations centrales à vapeur produisant l'énergie nécessaire aux ateliers d'enrichissement et de briquetage et aux divers services de la mine (perforation mécanique, transports, éclairage, etc...). La première était capable de 2.750 chevaux, la seconde de 6.025 ; ces chiffres montrent de suite l'importance que l'on avait donnée aux installations de début, avant même que l'on fût bien certain de la possibilité de traiter économiquement les minerais aux appareils Edison.

L'abatage de la roche se faisait par grands coups de mine chargés à la dynamite et les trous étaient forés avec des perforatrices à air comprimé ; les produits abattus étaient chargés avec des pelles à vapeur très puissantes pouvant prendre des blocs de plusieurs tonnes et les charger directement sur les wagons du chemin de fer. L'installation de fours à briquettes comprenait cinq fours établis, sur les vingt-quatre de l'installation complète prévue. On avait voulu au début faire l'agglomération avec, comme liant, une substance organique que l'on carbonisait ensuite aux environs de 200° ; mais les briquettes ainsi obtenues étaient très friables et on dut appliquer ensuite le procédé Gröndahl sans liant et à haute température de cuisson.

Avec la production de 750.000 tonnes de slig ou de briquettes annuelles qu'avait envisagée la Dunderland Iron Ore Company dans ses projets de début et avec une consommation par tonne de 3.000 kilogrammes de brut, on arriverait pour 300 jours de travail par an à une extraction journalière de 7.500 tonnes de roche, non compris le stérile à abattre au toit dans les découverts ; on avait tablé sur un prix de revient sans charges financières de

0,60 couronne à partir de 3.000 tonnes journalières, avec au contraire 0,90 et 0,82 pour 1.000 et 2.000 seulement. La difficulté de se procurer du personnel aurait vraisemblablement également dérouté ces prévisions. C'est en grande partie à cause de ce recrutement des ouvriers que les projets de reconstitution ne prévoient plus que 300.000 tonnes de slig ou briquettes annuelles, ce qui donnerait une extraction brute journalière de 3.000 tonnes, donc encore très importante.

Bogen. — Le gisement de Bogen dans l'Ofotenfjord, non loin du port de Narvik, sous 68° 30 de latitude Nord, a fourni quelques milliers de tonnes de slig riche et pur dans les années 1907 et 1908 ; il appartient à une société à intéressés suédois, Aktieselskabet Ofotens Malmfelt, qui y avait créé des installations très sommaires par rapport à celles du Dunderland ou par rapport à celles du Sydvaranger que nous étudierons plus loin. La mauvaise situation du marché des minerais ne permettait pas à une exploitation aussi rudimentaire et aussi peu économique de lutter victorieusement contre la concurrence ; aussi les travaux furent-ils suspendus en 1908 au mois d'août. Jusqu'ici on ne les a pas repris, soit que l'on attende une hausse des cours, soit que l'on se résolve avant toute remise en marche à faire des installations permettant un meilleur prix de revient. Il faut pourtant signaler que tout récemment, au début de 1911, la majorité des actions de la société de Bogen a été rachetée par une société anglaise, la Vestfjord Iron Ore Company, qui se propose de remettre en exploitation le gisement dans un avenir rapproché.

Les gisements de fer de Bogen s'étendent sur Bergvik, Lenvik, Lenvikmarken et Strand principalement. On a affaire à une formation analogue à celles du Dunderland ou du Salangen ; le minerai se compose d'un schiste miné-

ralisé, contenant presque exclusivement de la magnétite, avec accessoirement, mais toujours en faible proportion, du sesquioxyde de fer. Le pendage des schistes varie entre 35 et 50° dans la plupart des cas ; exceptionnellement à Strand, il s'abaisse entre 5 et 10°.

Les gisements (autres que ceux de Strand) sont au nombre de quatorze principaux ; ils affleurent dans leur ensemble sur une longueur de 6.700 mètres et leur puissance moyenne est de 19 mètres ; la surface horizontale aux affleurements atteint alors 120.000 mètres carrés. A Strand même, sur une longueur totale d'affleurements de 2.050 mètres, existe une formation minéralisée de 6 à 7 mètres de puissance, ce qui donnerait 13.000 mètres carrés de surface ; en définitive, on arrive à un total de 133.000 mètres carrés sur lesquels, soit à cause des faibles teneurs, soit à cause des faibles épaisseurs, on ne peut compter prendre industriellement que 100.000 mètres carrés. Un mètre cube de roche abattue donnant environ 2.750 kilogrammes de minerai brut, chaque mètre d'enfoncement dans le gîte donnerait 275.000 tonnes, qui, d'après les essais de 1907-1908, correspondraient à 90.000 tonnes de slig riche. La profondeur moyenne à laquelle on pourrait exploiter à ciel ouvert étant de 25 mètres, on aurait donc possibilité d'exploiter 2.250.000 tonnes de slig.

Il apparaît d'ailleurs que l'on pourrait, par une méthode simple de travaux souterrains, extraire encore dans de bonnes conditions jusqu'à concurrence d'une quantité au moins égale, ce qui assurerait une capacité d'environ 5 millions de tonnes de slig. Mais cette exploitation souterraine augmenterait pourtant dans des proportions importantes le coût d'abatage.

Les minerais de Bogen sont à faibles teneurs en fer, comme tous les gisements que nous considérons ; des prises d'essais sur les différents gîtes y ont donné :

3	analyses entre	24	et 24,9	p. 100 de fer	
2	—	25	25,9	—	
6	—	26	26,9	—	
4	—	27	27,9	—	
8	—	28	28,9	—	
9	—	29	29,9	—	
8	—	30	30,9	—	
10	—	31	31,9	—	
4	—	32	32,9	—	
10	—	33	33,9	—	
6	—	34	34,9	—	
5	—	35	35,9	—	
4	—	37	37,9	—	
1	—	38	38,9	—	
1	—	39	39,9	—	
1	—	40	40,9	—	

Toutes ces analyses ne tiennent compte que du fer contenu dans le minerai à l'état de magnétite ou d'hématite et non pas du fer que renferment les divers silicates (hornblende ou autres), que la séparation magnétique ou les bacs ou tables ne retiendraient pas. La moyenne générale a donné 31 p. 100 de fer seulement ; en réalité, on exploita dans les deux années 1907-1908 des minerais entre 32,5 et 33,5, ce qui donnait la tonne de slig à 64 Fe avec 3 tonnes de brut environ.

Le phosphore atteint en moyenne 0,25 p. 100, le soufre se maintient entre 0,1 et 0,2.

La préparation mécanique comportait un broyeur Blake suivi d'un broyeur Gates, un moulin à boulets type Smidth, six séparateurs primaires Fröding, un tube mill et six séparateurs Fröding finaux ; la capacité de passage était de 10 à 12 tonnes par heure, soit 200 à 230 tonnes par jour et 20 à 23.000 tonnes de production possible annuelle de slig pour des frais de premier établissement de 200.000 couronnes. Le produit obtenu était de bonne qualité, et quatre chargements de navires avaient donné :

Fe	64,04 63,82 66,22 63,50	Ph	0,040 0,036 0,035 0,02

La moyenne des expéditions de 1908 s'élevait à 63,3 p. 100 de fer.

L'exploitation à ciel ouvert avait lieu à Bergvik, à environ 1 kilomètre de l'atelier situé sur le bord de la mer : le forage des trous de mines était effectué simplement à la main et le roulage se faisait sur une voie ferrée avec traction chevaline. Le brut rendu à l'atelier revenait à près de 1,40 couronnes la tonne, soit par tonne de slig 4,20 de matière première.

A Bogen, on ne traitait que pour slig et non pour briquettes finales ; la production avait été de :

1907	3.000 tonnes
1908	7.208 —

expédiée principalement en Angleterre et en Westphalie : le prix de réalisation en 1908 n'avait été que d'un peu plus de 8 couronnes f. o. b. (11 fr. 10) : un tel prix couvrait difficilement les seuls frais d'abatage et de traitement magnétique.

La production de force était assurée par un moteur à gaz pauvre de 167 chevaux.

Salangen. — Les minerais de fer du Salangen sont situés sous 69° de latitude Nord, dans la région de Storhaugen-Renhaugen, à une distance d'environ 7 kilomètres de la mer et à une altitude au-dessus du niveau de cette dernière de 670 mètres au maximum ; il a fallu installer un transporteur aérien de 6.735 mètres entre une station de chargement des produits de la mine à la cote 625 et le port de Langneset, au fond du Salangenfjord, où se trouvent les installations d'enrichissement et de briquetage.

Le minerai forme une cuvette assez plate reposant sur des schistes granatifères ; la puissance de la formation mesurée perpendiculairement à la stratification varie entre 10 et 40 mètres et se tient en moyenne autour de 30 mètres. Dans cette épaisseur sont comprises quelques intercalations de calcaires ou de schistes stériles ainsi que quelques passées granitiques. Mais au total, exclues également quelques parties de minerais pauvres, on peut compter que la proportion des minerais propres à la préparation mécanique atteint au minimum 85 p. 100 de la roche abattue ; ces résultats ont été donnés par une série de travaux au jour, tranchées ou puits, ainsi que par des sondages au diamant, qui ont déterminé en de nombreux points la consistance du gisement : l'amas précité mesure 1.600 mètres de longueur et sa largeur varie ordinairement entre 300 et 400 mètres. A côté de lui, il existe encore dans la même région d'autres formations minéralisées, mais de beaucoup moins grande importance industrielle que le gisement principal.

La quantité de roche minéralisée à prendre à ciel ouvert dans le grand amas a été estimée à 9 millions de mètres cubes en y comprenant les parties pauvres, dont 7,5 correspondraient à des minerais bruts utilisables normalement ; avec la densité de 3,35 pour ces derniers, on aurait ainsi 25 millions de tonnes environ dans la partie riche, ce qui, avec une mise au mille de 3.000 kilogrammes par tonne de briquettes, assurerait au Salangen une capacité de 8 millions au minimum de ces derniers produits (*).

Au contraire de ce qui se passe au Dunderland, le minerai au Salangen comporte principalement de la magné-

(*) Il apparaîtrait, d'après les premiers résultats d'exploitation en grand, que cette mise au mille de 3.000 kilogrammes serait trop faible et qu'il faudrait en marche normale de 3.500 à 4.000 kilogrammes, à cause d'une teneur moins grande en fer des minerais que celle sur laquelle on avait cru pouvoir tabler : on n'aurait plus alors en vue que 6 à 7 millions de tonnes de briquettes.

tite et peu d'hématite ; le procédé d'enrichissement installé est du type Gröndahl et exclusivement magnétique, et les parties hématisées seront vraisemblablement perdues. La teneur en fer (de la magnétite et de l'hématite) est, y compris les zones pauvres, de 30,3 p. 100, d'après la série de recherches effectuées sur le gîte avant sa mise en valeur ; si l'on ne considère pas l'abatage des minerais les moins bons, on peut alors compter sur une teneur moyenne de 32 à 33, soit donc un peu inférieure à celle du Dunderland. Le phosphore se tient entre 0,20 et 0,30 le plus souvent, avec une moyenne de 0,25 (soit un rapport phosphore sur fer de 0,8 p. 100 environ). Le soufre se maintient entre 0,10 et 0,15 ; il nous faut aussi signaler une proportion assez intéressante de manganèse (0,1 à 0,5 dans les cas ordinaires, avec, en certains points même, des teneurs supérieures).

Des essais d'enrichissement magnétique faits sur ces minerais avant la mise en route ont donné les résultats suivants :

	MINERAI BRUT PASSÉ	CONCENTRÉS OBTENUS	RÉSIDUS
Fe	36,43	71,76	13,36
Ph	0,318	0,008	
S	0,021	0,015	

Les gisements accessoires paraissent ne représenter qu'un tonnage faible par rapport aux précédents. Le plus important est celui de Generalhaugen, à environ 2 kilomètres de Storhaugen, à une altitude de 300 mètres et à une distance de 4 kilomètres du fjord ; le gisement affleure sur 1.500 mètres et pend de 20 à 25° vers le Nord ; on y compte de trois à cinq couches, très rapprochées les unes des autres, d'un minerai schisteux presque exclusivement composé de magnétite avec, comme de règle, du quartz et de la hornblende mêlés ainsi que des grenats. La te-

neur moyenne est de 32 à 33 de fer ; la puissance peut atteindre 10 à 15 mètres, mais se tient, en général, au-dessous de 10 ; la surface qui correspondrait à un abatage à ciel ouvert ne serait que de 30.000 mètres carrés. Il faudrait encore citer dans les environs, mais alors à 600 à 800 mètres d'altitude, à 9 à 10 kilomètres du fjord et à 3 à 4 au Nord de Storhaugen, les minerais de Grönli avec 30 p. 100 de fer et une puissance de 20 mètres au maximum ; la surface permettant une extraction à ciel ouvert y serait de 70.000 mètres carrés. On arrive ainsi à un total de 100.000 mètres carrés et à un tonnage de 5 à 6 millions de tonnes à prendre dans ces conditions pour l'ensemble des gisements accessoires.

Le Salangen est exploité depuis 1909 (sur le pied actuel de 5.000 à 6.000 tonnes de briquettes par mois ; en 1910, 25.000 tonnes de concentrés au total) par une société (Salangen Bergverksaktieselskabet) où participent des sociétés de la Silésie allemande dont l'Oberschlesische Eisen und Kohlenwerke Aktiengesellschaft et la Donnersmarkshütte. Les installations ont été prévues pour une production de 200.000 à 250.000 tonnes de briquettes ou de slig par an ; mais au début les ateliers ne seront faits que pour 60.000 à 80.000 tonnes. La mise en marche s'est effectuée dans l'été 1909. Le transporteur aérien peut débiter 100 tonnes au minimum par heure.

La séparation type Gröndhal comprend, outre les broyeurs initiaux, quatre moulins à boulets et quatre tubes mills ainsi que seize séparateurs. Les fours à briquettes (du type Gröndahl) sont au nombre de deux doubles, et la station de force au port est capable de 3.000 chevaux.

Les difficultés de traitement du Dunderland n'existent pas ici, le minerai rentrant dans un type parfaitement courant de préparation. La réussite de l'affaire démontrera la possibilité industrielle d'exploiter de telles formations dans cette région.

Sydvaranger. — Les gisements de Sydvaranger (Pl. VI, *fig.* 3, 4, 5, 6), qu'il nous reste à étudier sommairement pour avoir passé en revue les quatre grands gisements du Nord de la Norvège, sont de beaucoup les plus importants. Ils se trouvent situés à l'extrême Nord, sous 69° 40 de latitude, sur la frontière russo-norvégienne, c'est-à-dire que les navires, pour y arriver, doivent doubler le cap Nord.

La côte de l'océan Glacial, encore sous l'influence du Gulf-Stream, est en cet endroit découpée par un fjord entrant profondément dans l'intérieur des terres, le Varangerfjord, détachant lui-même des fjords élémentaires ; deux de ces derniers, le Langenfjord à l'Ouest (tout entier en Norvège) et le Bökfjord où débouche la rivière Pasvikelv, qui forme séparation entre les deux pays sur une certaine partie de sa longueur, comprennent entre eux une presqu'île de 7 kilomètres de largeur moyenne où se trouvent représentés, à côté de gneiss granitiques et de granits, des gabbros plus ou moins ouralitisés, des serpentines, avec des traversées de filons de pegmatites ou de diabases ; en relation avec ces roches se trouve une série de formations ferrifères sur lesquelles l'attention s'est portée en ces toutes dernières années. Cette série de gisements s'étend, dans une direction générale N.-N.-O., sur une longueur d'environ 14 kilomètres et une largeur variant entre 2 et 4, depuis Grubebyen, au Nord, jusqu'au Naeverskrukbugten, qui communique avec le fjord du Pasvikelv, au Sud. Le massif entre les deux fjords s'élève jusqu'à 170 mètres au-dessus du niveau de la mer et présente une série de lacs, à des altitudes variables et sous certains desquels disparaît la formation minéralisée ; les principaux de ces lacs, qui ont donné, du reste, leurs noms à certains quartiers des mines, sont ceux de Björnevand (87 mètres), de Fiskevand (45 mètres), d'Ornevand, etc...

Il existe dans cette sorte de presqu'île un nombre considérable d'affleurements ferrugineux, depuis les insignifiants qui mesurent 20 centimètres de large et 2 mètres de longueur jusqu'aux plus considérables dont les dimensions atteignent 2.000 et 170 mètres de longueur et largeur. Le pendage est, en général, assez fort et varie entre 60 et 70° ; ce sera là une circonstance favorable pour une longue durée de l'exploitation à ciel ouvert des grandes lentilles.

La formation métallifère est toute différente par sa nature de celles que nous avons indiquées au Dunderland, à Bogen ou au Salangen. Le minerai se trouve en effet intercalé entre des épontes de granits ; il est fréquemment traversé par des filons de diabases, plus rarement de granits ou de quartz ; des roches basiques riches en hornblende se trouvent également dans le voisinage, comme le montre la coupe (planche VI) due à M. Vogt et se rapportant à Björnevand. La roche minéralisée est également tout à fait différente de celle du Dunderland-Salangen-Bogen ; elle se présente sous la forme d'une série de bandes alternantes de magnétite prépondérante avec peu de quartz et de hornblende, et de quartz avec, au contraire, rares parties de magnétite et hornblende. Les bandes sont fortement plissées, et la roche a l'aspect tout à fait caractéristique d'une formation rubanée.

Si l'on veut se représenter d'une façon schématique l'ensemble des gisements du Sydvaranger, on peut dire qu'ils dessinent par leurs affleurements un V à branches assez rapprochées dont le sommet serait à Grubebyen et dont les côtés se prolongeraient vers le Sud jusqu'au Naeverskrukbugten, la branche de l'Ouest étant rejointe près du lac Ornevand par une suite d'amas dirigés alors sensiblement Ouest-Est et qui viennent des bords du Langenfjord. Les lentilles ou amas de la formation du Sydvaranger sont séparés par des zones stériles de roches

encaissantes de largeur souvent considérable ; les filons de granit ou de diabase qui les traversent ont des épaisseurs atteignant normalement 5 à 10 mètres. Mais il existe dans la partie Nord, à la pointe du V, un unique amas ou une condensation d'amas très rapprochés dont l'exploitation se fera simultanément et qui constitue le gîte principal du Sydvaranger, celui de Björnevand.

Ce gisement de Björnevand, qui forme la pointe Nord du V, s'étend sur 1.500 mètres de la branche Ouest et sur 1.250 mètres de la branche Est ; l'épaisseur de la formation minéralisée utilisable, c'est-à-dire déduction faite des passages stériles, y est très variable ; la traversée horizontale oscille en effet entre 30 et 170 mètres, cette dernière se remarquant dans la branche Est près du lac Urvand (moyenne 90 mètres).

Björnevand se prolonge du reste principalement à l'Ouest au-dessous de la surface du lac et il apparaît comme vraisemblable que l'on fera dans un avenir plus ou moins éloigné l'assèchement de cette cuvette de façon à pouvoir continuer au-dessous du niveau du lac les découverts faits dans les deux branches du V de Björnevand.

Au delà du lac, on ne remarque plus d'amas se groupant d'une façon aussi serrée ; les deux branches du V se continuent en comprenant à leur intérieur une troisième ligne de gisements entre les deux lacs de Björnevand et Fiskevand et jusqu'au Nœrveskrukbugten.

Le minerai courant, déduction faite des traversées stériles, tient de 30 à 38 p. 100 de fer et même plus ; la teneur s'élève à 35-37 dans les parties que l'on met actuellement en exploitation dans la région Nord de Björnevand, et une grande prise d'essai de 100 tonnes dans les travaux ouverts a conduit à une moyenne de 37. Le phosphore reste toujours entre des limites assez rapprochées : 0,01 à 0,09, et sa proportion moyenne est de 0,04. Le soufre oscille également entre les mêmes extrêmes, 0,01

à 0,09 ; le manganèse varie entre 0,1 et 0,4 et le titane, dosé comme acide titanique, est, en quantités notables, 0,04 à 0,35, moyenne 0,10.

Le fer (en dehors de celui contenu dans la hornblende que nous n'avons pas considéré dans les analyses précédentes) se trouve uniquement à l'état de magnétite ; il n'y a pas d'hématite, ce qui rend suffisante une méthode de séparation uniquement magnétique. — Le minerai brut contient, outre le quartz et la hornblende qui en sont des éléments constituants, parfois de l'épidote et rarement des grenats ; le phosphore existe à l'état d'apatite et le traitement magnétique permet d'en éliminer la plus grande partie.

A côté de ces minerais qui constituent le type courant du Sydvaranger, et qui doivent être enrichis avant embarquement sur les navires qui les conduiront aux usines étrangères de traitement, de façon à n'avoir pas à transporter de gangues inutiles, il existe dans la partie Sud-Ouest du gisement, dans la série des lentilles Ouest-Est du lac Ornevand, des minerais plus riches où le fer se trouve aussi à l'état de magnétite mêlée à de la hornblende avec, souvent, des proportions assez importantes d'épidote ; le fer y arrive à des teneurs de 48 à 56 avec en moyenne 52 à 53 ; le phosphore se tient entre 0,03 et 0,05, le soufre est toujours peu abondant (0,01 à 0,03) ; le manganèse oscille entre 0,1 et 0,4 et l'acide titanique varie de 0,05 à 0,3 p. 100. On a donc affaire ici à des minerais utilisables directement, sans qu'il soit besoin d'une préparation toujours coûteuse ; un simple triage à la main est suffisant sur les lieux d'abatage.

Comme analyse complète de minerai courant du Sydvaranger, M. Vogt donne les deux suivantes, la première se rapportant à un minerai de Björnevand, la seconde à un minerai d'Ornevand ne rentrant pas dans la catégorie exceptionnelle :

	I	II
Fe total	37,68	41,94
SiO^2	43,92	35,42
Al^2O^3	0,83	1,54
MnO	0,58	0,48
MgO	1,12	2,60
TiO^2	0,08	0,09
P	0,07	0,08
CaO	0,48	2,15
S	0,04	0,03

Au point de vue des ressources que présente le gisement du Sydvaranger, des études très sérieuses ont été faites depuis 1904 et surtout en ces dernières années, par une série de travaux superficiels et sondage au diamant, ce dernier poussé à une profondeur dépassant 100 mètres.

Le grand gisement de Björnevand à lui seul avec ses 2.700 mètres de longueur, et sa largeur moyenne de 90, a été ainsi reconnu correspondre à une surface horizontale affleurante de 240.000 mètres carrés; il faudrait compter, sur 100 à 117.000 mètres carrés de supplément de prolongement sous le niveau des divers lacs. Un cubage détaillé y a donné comme extractibles sur une hauteur de 80 mètres environ au-dessus du niveau du lac Björnevand un tonnage de 32 millions de tonnes de minerais bruts utilisables; la teneur en fer à retirer par les procédés magnétiques y varie entre 35 et 37. Les tonnages et surfaces précédentes sont donnés, déduction faite des passages stériles de granits, quartz ou diabases, qui réduisent le tonnage ou la surface de la roche abattue de 10 p. 100 environ pour arriver au minerai pratiquement traitable.

En dehors de cette lentille de Björnevand, les domaines de la Société du Sydvaranger paraissent correspondre à des affleurements de 1.250.000 mètres carrés, sur lesquels 1.000.000 ont été soigneusement relevés déjà sur les plans des concessions et dont le supplément, 250.000 mètres

carrés, correspondant aux minerais non encore complètement délimités, serait vraisemblablement un minimum.

A eux seuls, les gisements, qui mesurent au moins 300 mètres de longueur et 25 de largeur, entrent dans ce total pour 750.000 mètres carrés, et la surface des minerais riches à plus de 50 de fer pour 6.000; dans les 750.000 mètres carrés précédents, on pourrait extraire par travaux à ciel ouvert 100 millions de tonnes de minerais bruts.

Pour ce qui est des minerais riches d'Ornevand, le gisement le plus important mesure environ 400 mètres de longueur aux affleurements, avec une largeur utile pouvant atteindre 17 mètres, mais se tenant en moyenne autour de 10, ce qui assure une surface horizontale de minerai utile de 4.000 mètres carrés; d'autres gisements existent du même minerai riche, mais sans avoir l'importance du premier, et le total qui leur correspond ne fait que 2.000 mètres carrés horizontaux. Le minerai qui en est pratiquement extractible après triage à la main est alors de 20.000 tonnes par mètre d'approfondissement ; la minéralisation de son côté paraît se prolonger au minimum sur 200 mètres comptés verticalement avec la même puissance, ce qui donnerait une capacité de 4 millions de tonnes ; M. Vogt pense que vraisemblablement la profondeur d'exploitabilité sera de 300 mètres et que dans des estimations, alors peut-être trop optimistes, on arriverait à 400, ce qui donnerait respectivement 6 et 8 millions de tonnes dans ces parties riches du Sydvaranger. Le chemin de fer actuellement construit a sa tête de ligne de Grubebyen à environ 9 kilomètres du gite; il serait nécessaire de construire un transporteur aérien pour y amener les minerais extraits.

Quant à la contenance totale en minerai des gisements du Sydvaranger, on n'est actuellement en droit de compter sur la continuation du gisement normal en profondeur

que sur des hauteurs peu supérieures à une centaine de mètres. La surface de 750.000 mètres carrés d'affleurements réduits en minerai se présentant dans les meilleures conditions et correspondant à 2.700.000 tonnes par mètre d'approfondissement vertical (avec 3,6 de densité), donnerait ainsi par chaque centaine de mètres, en supposant la constance en profondeur, 270 millions de tonnes de minerai brut; pour une profondeur de 300 mètres indiquée dans les premiers rapports comme possible, on aurait alors 800 millions de tonnes; la plus grande partie qui serait à extraire souterrainement ne le serait vraisemblablement pas du reste dans des conditions économiques.

Bien que le gisement du Sydvaranger soit connu depuis de longues années, ce ne fut guère qu'à partir de 1902 que l'on s'occupa de le reconnaître et de le mettre en valeur. En 1906, se fonda la Société du Sydvaranger, dans laquelle entrèrent des capitalistes suédois, anglais et allemands principalement; une fois les reconnaissances préliminaires achevées, on résolut de créer de suite une grande exploitation avec ateliers d'enrichissement et de briquetage, que l'on prévoyait d'une production possible de 6 à 700.000 tonnes de slig et 100.000 tonnes de briquettes par an, mais avec limitation au début à 400.000 tonnes.

Le port d'embarquement des minerais destinés à la vente est celui de Kirkenaes, à l'extrémité de la presqu'île, entre le Bökfjord et le Langenfjord; ce fut là aussi que l'on installa les ateliers d'enrichissement et de briquetage, travaillant tous deux suivant les procédés Gröndahl. Le premier champ d'exploitation minière envisagé et actuellement mis en œuvre est celui de Björnevand, distant de 8 kilomètres, que l'on a relié au port par une voie ferrée terminée en 1909; le premier train de minerai circula le 13 juillet 1910 et les premières expé-

ditions de slig commencèrent dans l'été 1910 (*). L'abatage des minerais se fera normalement par trous de mine forés à l'air comprimé; le minerai abattu sera chargé sur wagons par des pelles à vapeur capables de blocs de 4 tonnes ; les gradins de l'exploitation seront de 15 à 20 mètres, de façon à pouvoir faire de grands coups de mine comme à Kirunavara, dont on débitera ensuite les trop gros blocs produits, par des coups de mine secondaires; les wagons ont une capacité de 15 tonnes pour un poids mort de 6 et conduisent la roche minéralisée à un premier atelier de broyage sur place dégrossissant les matériaux avant leur chargement ultérieur sur les grands wagons du chemin de fer de Kirkenaes (15 tonnes de tare et 45 de charge utile). Cet atelier comprend un gigantesque concasseur de l'Allis Chalmer Company de Milwaukee (du type Gates avec cône central oscillant) pouvant passer des blocs de $6 \times 3 \times 3$ pieds, soit $1^{m3},5$, et les amener en morceaux passant dans un calibre de 6 pouces : il est actionné par un moteur de 185 chevaux et pèse 180 tonnes. Sa capacité est de 6 à 800 tonnes par heure. Une station centrale de 6.100 chevaux avec turbines de Laval à vapeur existe à Kirkenaes.

Les premiers essais sur les minerais faits en Suède ont montré qu'il faudrait en moyenne $2^t,3$ de minerai brut pour faire une tonne de slig à 67 p. 100, le stérile rejeté étant à 12 p. 100 environ et le minerai initial à 35-37 de fer utile; avec la densité du minerai de 3,5 à 3,7, on arrive ainsi par mètre cube de minerai brut à une capacité de 1.500 à 1.600 kilogrammes de slig. La production prévue de 700.000 tonnes maximum de ce dernier produit correspondrait à un abatage de 450.000 mètres cubes de roche minéralisée ou 500.000 de roche brute.

Il faut du reste signaler qu'un certain nombre d'essais

(*) Extraction en 1910, 80.000 tonnes de minéralisé : expéditions, 7.500 de sligs, 2.500 de briquettes.

sur les minerais avaient encore donné de meilleurs résultats au point de vue de l'extraction totale du fer; mais il faut bien dire que ces essais étaient faits dans des conditions toutes particulières de soins, assez différentes de celles de l'exploitation intensive prévue ; ces résultats donnés par la Metallurgiska Aktiebolaget, qui exploite les brevets Gröndahl, sont les suivants :

	MINERAI BRUT			CONCENTRÉS			STÉRILES rejetés	BRIQUETTES		
	Fe	S	Ph	Fe	S	Ph	Fe	Fe	S	Ph
I...	38,0	0,066	0,030	69,0	0,026	0,006	5,5	67,0	0,006	0,006
II...	38,76	0,033	0,033	71,04	0,018	0,014	3,88			

Dans le premier de ces deux essais, on recueillait 92,8 p. 100 de fer total contenu, et il n'aurait fallu que 1.950 kilogrammes de brut pour une tonne de concentrés : dans le second, il y aurait eu nécessité de seulement 1.925 kilogrammes.

Les estimations de frais de production étaient les suivantes au début des projets (en couronnes) :

Abatage et transport aux wagons du chemin de fer.	1,00
Transport à Kirkenaes...........................	0,20
Broyage et séparation............................	1,20

par tonne de minerai brut ; pour une tonne de slig, le minerai brut entrant reviendrait à 5,52 couronnes. Le chargement sur navire et les frais d'administration augmentent ce chiffre de 0,20 et 1,03, soit au total, pour la tonne de slig franco bord, 6,75. La briquette faite sur place aurait dans les mêmes conditions un prix de revient de 10 couronnes. Le slig serait à 67 Fe, 0,008 Ph et 0,01-0,015 S, ce qui paraît devoir laisser une marge sensible du bénéfice.

L'installation actuelle de préparation magnétique de

Kirkenaes comprend d'abord douze poches recevant le minerai arrivant du broyeur primaire de Björnevand et capables de contenir au total 10.000 tonnes : 8 courroies transporteuses alimentent ensuite 8 broyeurs Blake (12 sont prévus au total), suivis chacun de deux suites d'appareils disposés comme ci-après (l'usine complète comprendra, quand elle sera en marche normale, 24 suites sur lesquelles 16 sont d'ores et déjà en service).

Chaque suite comporte un moulin broyeur Gröndahl donnant des produits inférieurs à 1 millimètre, auquel sont adjoints deux séparateurs Gröndahl n° V en série : le magnétisé sortant en fin de compte passe dans un tube mill qui pulvérise à $0^{mm},2$ maximum et traverse de nouveau deux séparateurs Gröndahl n° V en série qui terminent la préparation : on rendra d'ailleurs cette dernière encore plus complète en adjoignant un troisième Gröndahl n° V en série aux deux derniers indiqués.

Le slig obtenu est envoyé pour égouttage dans de vastes bassins où il devrait rester normalement douze jours, mais où on ne le conserve que huit, ce qui n'abaisse la teneur en eau qu'à 14 p. 100 au lieu de 12, que l'on obtiendrait par un repos plus prolongé. Des inconvénients peuvent résulter pour les transports du chargement à bord des navires de ce slig à 14 p. 100 ; aussi a-t-on décidé de pratiquer avant expédition un séchage plus complet au moyen de deux fours type Oxland chauffés au gaz de houille et qui, pour une consommation de combustible de 2 p. 100 des matières passées, réduiront la proportion d'eau à 4 p. 100.

Une partie seulement du slig obtenu est aujourd'hui briquetée au Sydvaranger même : il y existe pour cela quatre fours doubles du type Gröndahl capables de passer chacun 2×80 tonnes par jour, la durée du séjour des briquettes dans l'appareil pouvant être de beaucoup réduite sur celle normale des appareils utilisés en Suède, à

cause de l'absence presque complète de soufre dans les briquettes brutes. Il en résulte que l'on peut enfourner des trucks toutes les vingt minutes et que les quatre fours sont capables de 640 tonnes journalières, soit d'environ 200.000 tonnes annuelles, au lieu des 100.000 que les premiers projets avaient envisagées comme devant être obtenues au Sydvaranger.

On avait fréquemment parlé, au moment de la mise en valeur de ce gisement, d'utiliser dans ses installations les houilles du Spitzberg ; les charbons anglais permettent, indépendamment de leurs qualités propres et d'une arrivée ininterrompue pendant toute l'année (au contraire des houilles du Spitzberg qui ne peuvent être expédiées que pendant quelques mois par an), un fret de retour intéressant à une partie des cargos qui viendront chercher les sligs ou briquettes du nouveau gisement.

La Société du Sydvaranger est au capital de 12 millions de couronnes, sur lesquelles 10.300.000 représentent les différents apports (concession, brevets Gröndahl, etc.). En outre des 1.700.000 couronnes d'argent frais que représente seulement le capital actions, les travaux de premier établissement ont été effectués au moyen d'un emprunt de 12 millions de couronnes fait à la Norddeutsche Bank de Hambourg, moyennant hypothèques sur tous les biens de la Société.

Ressources en minerais de préparation. — Si nous récapitulons avec M. Vogt les ressources des quatre gisements précédents, nous arrivons aux totaux suivants de minerais bruts à extraire, soit par simples travaux à ciel ouvert, soit avec des travaux souterrains réduits comme à Bogen :

Sydvaranger...	100	millions	de tonnes à	36	p. 100 de fer.
Dunderland....	110 à 120	—	—	35	—
Salangen......	30	—	—	31	—
Bogen.........	15	—	—	31	—

soit un tonnage général de 255 à 265 millions de tonnes. Il ne faudrait pas croire que les gisements, étudiés sommairement plus haut, soient les seuls, en Norvège septentrionale, capables de donner des minerais de préparation mécanique ; il en existe d'autres pour lesquels les ressources correspondantes sont estimées à l'heure actuelle entre 75 et 100 millions de tonnes, donc très importantes ; certains de ces gisements ont été étudiés pour reconnaître la possibilité de leur mise en valeur ; mais la situation difficile du marché des minerais en ces dernières années n'a pas permis de trouver les capitaux obligatoires pour leur mise en exploitation et nécessairement élevés dans des régions aussi éloignées ; l'exemple de Dunderland et de Bogen, qui ont pour des raisons diverses dû arrêter leurs travaux, n'était du reste pas fait pour encourager les industriels. Les résultats que donneront le Salangen et le Sydvaranger pourront, s'ils sont favorables, faire éclore de nouvelles exploitations.

Il résulte néanmoins des indications précédentes que la Norvège avec ses installations en marche du Salangen et du Sydvaranger, avec celles du Dunderland et de Bogen, qui peuvent être remises en activité d'un jour à l'autre, est capable de jouer un rôle très important dans l'alimentation en minerais Bessemer acide des marchés étrangers, jusqu'ici tributaires de gisements dont l'épuisement semble prochain ou dont la mise en valeur était retardée par diverses difficultés.

Quelques mots pour terminer sur les gisements possibles non encore exploités de la Norvège septentrionale. Le plus notable est celui de Sörreisen, sous 69° de latitude Nord, près des Reisenfjord et Solbergfjord, avec ses parties élémentaires de Kjaerringen, Storhaugen, Espenes, Bjorkevikflöiet, Rengjaerhaugen, Lahaugen, etc... à des distances maxima des fjords de 6 kilomètres et présen-

tant dans ses seize gisements connus une surface horizontale d'affleurements de 245.000 mètres carrés sur une longueur totale de 10.400 mètres et une largeur moyenne de 23, sans qu'aucune partie de moins de 10 mètres intervienne dans cette estimation. Le minerai, presque exclusivement composé de magnétite, est à 30 p. 100 de fer.

Le gisement de Sjaafeld-Melketal, sous 68° 20, correspond à une surface affleurante de 85.000 mètres carrés sur la rive Sud de l'Ofotenfjord, à 6 à 8 kilomètres en moyenne de l'Edfjord, avec des minerais à 31 de fer et très phosphoreux (1 de phosphore en moyenne), avec magnétite prédominante également.

Okstjord, sous 69°30, dans les îles Lofoten-Vesteraalen, ou Vestpoltind, donne 20.000 mètres carrés de surface horizontale affleurante, en trois gîtes de 6.000, 4.000 et 10.000, avec des longueurs respectives de 300, 200 et 600 mètres, à des altitudes de 300 à 800 mètres au-dessus du niveau de la mer : le minerai est à 30 p. 100 en moyenne, avec certaines zones à 40 p. 100 et une proportion de manganèse oscillant aux environs de 4 p. 100 : 5 millions de tonnes y seraient à prendre à ciel ouvert.

Eiterraadal, sous 65°30, près du Velfjord, présente environ 75.000 mètres carrés d'affleurements permettant une exploitation à ciel ouvert économique, avec magnétite presque exclusive et une teneur de 30 p. 100 de fer, mais à 25 kilomètres du fjord; les affleurements des diverses zones minéralisées dans cette région sont d'ailleurs au total de 200.000 mètres carrés, mais seuls les premiers 75.000 seraient pratiquement utilisables, à cause de la possibilité de découverts importants ; les minerais sont un peu au-dessus de 30 p. 100 de fer.

Il existe encore une série de gisements moins importants et moins bien connus qui sont ceux de Tromsösund

(69°), Dyrö, Rollö, Haafjeldet (sous 68° avec 30-40 Fe et 1 à 4 Mn), Hindö, Näverhaugen, Hemnäs, Tomö, Dönnesö, etc..., de surface totale de 250.000 à 400.000 mètres carrés environ suivant les auteurs, portant le total général des divers gîtes précédents entre 675.000 et 825.000.

Les quantités de minerais extractibles à ciel ouvert dans ces différents gisements qui, au point de vue minéralogique, se présentent dans les conditions de ceux du Dunderland-Salangen-Bogen, sauf Hindö et Oksfjord dans les Lofoten qui sont de la classe du Sydvaranger, seraient, d'après M. Vogt, de 75 à 100 millions de tonnes tenant entre 30 et 36 de fer et rarement allant à 40, amenant les ressources totales de la Norvège septentrionale en minerai de préparation mécanique entre 30 et 36 de fer, à 350 millions de tonnes en chiffres ronds, économiquement exploitables.

On se rendra encore mieux compte de l'importance de ces minerais pour la Norvège si, en regard des 320 millions de tonnes brutes extractibles dans les conditions indiquées, ou des 750 millions qu'on pourrait obtenir dans un approfondissement général de 100 mètres dans toutes les mines, on considère les 15 millions de tonnes certaines de minerai à 50-55 p. 100 (peut-être dans les hypothèses les plus favorables arriverait-on à 30 millions), y compris ce que contient le Sydvaranger, les 5 à 20 millions de tonnes sûres ou probables de minerai titanifère à 50 Fe et 7 à 18 d'acide titanique et les 500.000 à 1.000.000 de tonnes de minerais fortement titanés à 38-40 Fe et 38-40 d'acide titanique.

Tout ceci ne comprend naturellement pour toutes les catégories de minerais que des gisements à proximité immédiate de la côte dans le Nord du pays, les reconnaissances géologiques n'ayant pû être ordinairement poussées à fond à de grandes distances des voies d'accès.

CINQUIÈME PARTIE.

LES MARCHÉS D'EXPORTATION DES MINERAIS SUÉDOIS.

LES EXPORTATIONS DE MINERAIS SUÉDOIS.

Les minerais de fer extraits dans les diverses mines suédoises continuent, pour la plus grande part, à être exportés, et la proportion de cette exportation correspond respectivement par rapport à la production à :

1905	75,98 p. 100
1906	81,31 —
1907	78,60 —
1908	77,53 —
1909	82,46 —

avec la moyenne générale de 79,09.

Au point de vue des quantités absolues exportées, elles sont les suivantes d'après les renseignements de la *Sveriges officiella Statistik* (chiffres du *Jernkontoret* pour 1909 et 1910) :

1905	3.316.626 tonnes
1906	3.661.218 —
1907	3.521.717 —
1908	3.654.268 —
1909	3.196.453 —
1910	4.434.805 —

La diminution de 1907 sur 1906 s'explique par les difficultés à ce moment pendantes entre l'État suédois et la mine de Kirunavara pour les transports des minerais de cette mine; celle de 1909 sur 1908 tient uniquement

à la grève de l'été. L'année 1910 marque, au contraire, un considérable accroissement des expéditions, 1.230.259 tonnes sur 1909, soit 38,39 p. 100, et elle dépasse de 780.513 tonnes l'année maxima de 1908.

La répartition des expéditions suivant les pays destinataires se fait ainsi, les minerais indiqués dans la ligne Norvège étant ceux mis en stock à Narvik et non réexpédiés dans l'année :

	1907	1908	1909
Allemagne et Autriche par transit	2.710.692	2.918.729	2.519.048
Angleterre	446.635	450.014	407.855
Belgique	112.153	79.768	89.062
Pays-Bas	127.869	29.657	27.273
Norvège	70.419	109.676	—
France	26.252	39.521	24.498
Finlande	16.303	15.694	7.166
Canada	2.709	11.140	—
États-Unis	8.410	—	121.139
Russie	275	—	—
Danemark	—	69	10
Japon	—	—	2
	3.521.717	3.654.268	3.196.453

Les chiffres de 1909 de ce tableau sont faussés, du reste, du fait de la reprise de tous les stocks existant à Narvik pendant la grève et qui, portés dans la ligne Norvège des années précédentes, n'ont pas été considérés comme repris dans la statistique. La maison Müller, de Rotterdam, amène, en considérant cette reprise de stocks, le total des expéditions de minerais suédois à 3.387.343 tonnes, tandis que, pour les années précédentes 1907 et 1908, les expéditions réelles, par suite de la mise en stock à Narvik, n'auraient été que de 3.467.294 et 3.544.701 tonnes. La répartition de 1909, toujours d'après la maison Müller, serait alors :

Allemagne et Autriche........	2.653.781	tonnes
Angleterre..................	460.276	—
Belgique....................	111.062	—
France......................	27.898	—
Amérique....................	127.128	—
Divers......................	7.398	—

Il faut remarquer que les données de ce tableau font entrer le tonnage des Pays-Bas du tableau 1907-1909 dans celui de l'Allemagne; ce tonnage correspond, en effet, à des minerais reçus en partie par Amsterdam, à destination ultérieure des hauts fourneaux allemands.

Quant à la répartition suivant les points de départ, elle est la suivante d'après le Jernkontoret, avec la remarque que la rubrique Norvège comprend les minerais ayant passé en la même année la frontière à Riksgraensen.

	1907	1908	1909	1910
Norvège......	1.456.733	1.660.418	1.372.282	2.113.715
Luleå........	1.099.600	1.145.300	1.035.050	1.220.000
Oxelösund....	834.049	709.602	635.113	883.087
Helsingborg..	45.048	54.099	60.395	72.305
Gefle........	51.153	52.143	49.862	65.174
Stockholm....	16.356	16.224	34.279	60.733
Vesteras.....	16.203	15.535		
Norrköping...	1.240	10		
Göteborg.....	1.050	65	9.472	19.791
Söderköping..	—	825		
Malmö........	285	47		

Passons successivement en revue maintenant les divers pays importateurs de minerais suédois, en nous bornant aux plus importants.

I. — ALLEMAGNE ET AUTRICHE.

L'Allemagne reste toujours le gros mangeur de minerais suédois; ses importations sont, en effet, estimées aux nombres suivants, y compris les quantités transitant

vers l'Autriche (chiffres de la maison Müller) :

1905..................	2.481.320 tonnes
1906..................	2.942.370 —
1907..................	2.857.853 —
1908..................	2.948.387 —
1909..................	2.653.781 —
1910..................	3.250.000 — (chiffre provisoire).

Une certaine anomalie peut se constater entre ces chiffres et ceux obtenus par l'addition des nombres Allemagne et Pays-Bas des tableaux précédents ; elle tient à la différence résultant de la considération de points de départ dans un cas, des points d'arrivée dans l'autre, ainsi qu'à de faibles quantités transitant par la Belgique.

La majeure partie arrive par les ports hollandais, par celui de Rotterdam pour la grande majorité des quantités transitant par la Hollande, par celui d'Amsterdam accessoirement. Le premier de ces deux ports a en effet reçu les tonnages ci-après de minerais suédois, pour la presque totalité réexpédiés immédiatement vers l'Allemagne :

	tonnes		p. 100	
1905......	1.683.828,	ce qui correspond à	67,8	des importations allemandes
1906......	1.983.602	— —	67,3	
1907......	1.814.892	— —	63,5	
1908......	1.610.360	— —	54,6	
1909......	1.531.632	— —	57,7	
1910......	1.777.207	— —	54,6	

Une diminution de la proportion se remarque de 1905 à 1910, tant par suite du développement du trafic sur le canal de Dortmund à l'Ems, aboutissant à Emden, que par suite de la construction de nouveaux fourneaux sur les côtes allemandes de la Baltique et de la mer du Nord. Au point de vue de la répartition suivant les pavillons des navires transporteurs, le tonnage de Rotterdam en 1909 se divise ainsi :

Sous pavillon anglais.....	74.908 tonnes, soit	5 p. 100
— allemand...	326.780	—	21 —
— hollandais..	249.450	—	16 —
— suédois......	789.271	—	52 —
— norvégien...	90.123	—	6 —
— danois......	1.100	—	

Celui de 1910 :

Sous pavillon anglais....	9.859 tonnes, soit	0,5 p. 100
— allemand..	313.194	—	17,6 —
— hollandais.	292.626	—	16,5 —
— suédois....	1.045.060	—	58,8 —
— norvégien..	116.453	—	6,6 —

Quant à la provenance suivant les ports de départ, une statistique portant toujours sur 1909, mais seulement sur 1.510.231 tonnes arrivées à Rotterdam, donne :

Narvik..........................	812.760 tonnes
Oxelösund......................	502.215 —
Luleå..........................	171.835 —
Gefle..........................	18.251 —
Nörrköping.....................	5.170 —

Le canal de Dortmund à l'Ems, dont nous venons de parler, a permis, depuis son ouverture en 1900, aux usines du groupe de Dortmund, de recevoir leurs approvisionnements en matières premières dans des conditions aussi favorables que celles du groupe de Duisbourg-Ruhrort ; le développement du trafic sur ce canal est continuel, et dans les dernières années, les transports s'y sont respectivement élevés à :

	Tonnes		Tonnes
1904..........	1.185.587,	dont pour minerais	228.193
1905..........	1.518.476	—	317.441
1906..........	1.731.420	—	479.414
1907..........	2.011.056	—	531.169
1908..........	2.312.650	—	576.439
1909..........	2.591.136	—	600.972

Emden recevait d'ailleurs, en minerais suédois, les tonnages suivants :

1903	188.703 tonnes
1904	165.507 —
1905	259.449 —
1906	408.841 —
1907	472.210 —
1908	588.802 —
1909	509.563 —
1910	802.510 —

Provenaient directement des ports suédois 170.000, 182.593 et 151.778 tonnes en 1907-1909 ; le reste venait de Narvik. Une partie en était consommée dans les hauts fourneaux d'Emden; la grande majorité était expédiée en Westphalie par la voie d'eau.

Pour ce qui est des années 1907-1908-1909, des statistiques commerciales allemandes donnent, comme minerais suédois reçus dans les usines du bassin rhénan-westphalien, les tonnages suivants, d'après leur mode d'arrivée à l'usine :

	1907	1908	1909
Par eau	1.784.176	1.736.600	1.494.257
Par chemin de fer	570.434	402.087	633.080
TOTAL	2.354.610	2.138.687	2.127.337

En 1904, 1905 et 1906, les tonnages de minerais suédois avaient correspondu à 1.610.530, 1.862.429 et 2.395.311 tonnes.

Le groupe des usines de Duisbourg est toujours celui qui traite les plus grandes quantités de minerais de cette provenance ; il est, du reste, particulièrement bien placé pour les recevoir, par suite de sa situation sur les bords mêmes du Rhin ; pour les huit usines le constituant, savoir : Krupp (Rheinhausen), Deutscher Kaiser, Rheinische

Stahlwerke, Gelsenkirchen (Schalke-Vulkan), Niederrheinische Hütte, Gutehoffnungshütte (Sterkrade), Phoenix (Laar), Aktiengesellschaft für Hüttenbetrieb Duisburg-Mederich, la consommation en minerais suédois a atteint :

1908	1.475.516 tonnes
1909	1.468.026 —

alors qu'en 1905, elle ne se montait qu'à 933.151. Pour ces mêmes huit usines qui, en 1908 et 1909, avaient consommé au total 5.887.833 et 6.611.213 tonnes de minerais, la part suédoise était de 25,05 et 22,20 p. 100, celle de 1909 en assez forte diminution, par suite de la suspension d'une partie des arrivages pendant la grève de l'été. Par rapport à la Westphalie entière, lesdites usines prenaient, en 1908 et 1909, 68,63 et 69,00 p. 100 de ses importations suédoises et sur la consommation totale du même district en minerai de fer de provenances diverses, 10.014.025 et 114.888.915 tonnes en prenaient respectivement 58,79 et 57,54 p. 100.

Au point de vue des prix, la majeure partie des réceptions continue à se faire suivant les grands marchés à échelle avec bases 16,25 marks, variable suivant le cours des fontes et 15,75 fixe, marchés qui viennent à expiration en 1914 et 1917, et que nous avons signalés dans notre étude de 1908. Des marchés complémentaires importants se sont traités récemment, mais avec prix de base plus élevé : 18 marks, toujours pour 60 p. 100 Fe et 1 Ph ; cette augmentation tenait en grande partie au développement des expéditions des mines laponnes vers l'Amérique, et à une situation un peu plus favorable du marché sidérurgique.

Les autres minerais de fer de Suède consommés en Allemagne le sont : soit dans des hauts fourneaux situés

sur la côte de la Baltique, comme à Lübeck et à Kratzwieck, soit dans les usines silésiennes. Les ports d'importation sont ceux de Lübeck, Stettin et Danzig, accessoirement quelques autres pour de très petits tonnages.

Les hauts fourneaux de Lübeck, qui sont de construction récente, reçoivent exclusivement des minerais étrangers, et le port de Lübeck a reçu, en particulier, de Suède, les tonnages suivants, par port de départ (chiffres du consulat suédois de Lübeck) :

	LULEÅ	OXELÖSUND	GEFLE	TOTAL
1907	26.000	10.000	3.000	39.000
1908	31.000	10.000	—	41.000
1909	33.000	11.000	—	44.000
1910	24.000	11.000	1.600	36.600

chiffres auxquels il faudrait ajouter, pour 1909 et 1910, 4 et 6.000 tonnes de provenance norvégienne.

Les deux autres derniers ports allemands importateurs de minerais de fer suédois qu'il nous reste à considérer, sont ceux de Stettin et de Danzig, ports de débarquement principalement pour les minerais à destination des hauts fourneaux des Silésies allemande et autrichienne. A proximité de Stettin, et rentrant dans ses statistiques, les hauts fourneaux de Kratzwieck se fournissent également de minerais suédois ou autres, qui sont amenés par navires venant accoster directement aux appontements de l'usine.

Danzig est, des deux ports précités, celui qui importe les moins grandes quantités. Les tonnages totaux n'ont été, en effet, en 1906-1910, que de 187.374, 105.439, 136.733, 101.632 et 132.787 tonnes, dont 1/4 de Gefle et 3/4 de Luleå pour 1909.

Stettin est beaucoup plus important ; il a reçu, dans les sept dernières années, en minerais suédois, principale-

ment de Luleå et d'Oxelösund :

1903	317.704 tonnes
1904	425.162 —
1905	326.524 —
1906	370.415 —
1907	420.364 —
1908	422.448 —
1909	404.376 —
1910	455.063 —

C'est, d'ailleurs, un port où les minerais suédois forment la part prépondérante de l'importation ; sur les totaux généraux, pour 1908, 1909 et 1910, des importations (non comprises les pyrites grillées), 543.748, 491.959 et 568.897 tonnes, la Suède fournit 77,6, 82,1 et 80,0 p. 100 ; de ces totaux de 1908 et 1909, 154.000 et 160.000 tonnes ont été passées dans les hauts fourneaux de Kratzwieck, dont 60 à 70.000 suédoises ; le reste, soit 389.000 et 330.000 tonnes, a été dirigé vers la Silésie, soit par chemin de fer, soit par voie d'eau.

Les deux tableaux ci-dessous montrent la répartition des expéditions de minerais de fer suivant ces deux modes à partir de Stettin en les sept dernières années (les années pour la voie de fer étant celles d'exercice social) :

	Par fer	Par eau
1903	214.747	58.906
1904	251.232	57.334
1905	229.040	74.048
1906	262.318	93.313
1907	295.155	122.920
1908	182.311	207.707
1909	62.654	269.529

Il y a donc une diminution très considérable des expéditions par fer en ces deux dernières années, due à la concurrence faite par les bateaux de l'Oder canalisé, pour les expéditions de matières lourdes vers la haute Silésie.

Le district sidérurgique de cette région de haute Silésie consomme des quantités importantes de minerais de fer suédois ; comme nous ne l'avons pas étudié dans notre rapport de 1908, nous nous étendrons un peu plus longuement sur lui.

La production en fonte de ses hauts fourneaux a été la suivante dans les neuf dernières années, avec, en regard, la mise au mille de coke :

	PRODUCTION		MINERAI PASSÉ	SCORIES PASSÉES
	en tonnes	mise au mille en kilogrammes		
			tonnes	tonnes
1901	641.726	1.294	1.042.533	337.609
1902	685.450	1.214	1.099.381	372.061
1903	748.581	1.139	1.138.873	399.929
1904	825.942	1.132	1.227.467	432.522
1905	861.156	1.167	1.251.381	479.960
1906	901.306	1.188	1.333.872	458.009
1907	939.045	1.247	1.421.402	480.151
1908	927.504	1.212	1.369.794	508.097
1909	849.776	1.184	1.267.854	426.058

Dans les minerais est comprise une part importante de pyrites grillées (181.245 tonnes en 1909).

La fonte produite était, en 1909, des qualités suivantes :

Moulage	70.453 tonnes, soit	8,3 p. 100	
Bessemer	25.025 —	3,0	—
Thomas	276.106 —	32,5	—
Martin, Spiegel .... Ferromanganèse, ferrosilicium	156.784 —	18,4	—
Puddlage	321.408 —	37,8	—

L'extraction des mines de fer de la région ne suffit pas à alimenter son industrie ; elle n'est, en effet, que de :

1901	457.126 tonnes
1902	428.132 —
1903	369.189 —
1904	337.396 —
1905	314.955 —
1906	244.863 —
1907	282.515 —
1908	263.745 —
1909	233.968 —

Elle diminue même d'une façon très sensible; il faut alors faire appel à des quantités proportionnellement de plus en plus grandes de minerais étrangers ou de districts voisins; ce sont d'abord les magnétites de Schmiedeberg, dans le Riesengebirge (basse et moyenne Silésie), des minerais houillers de Waldenburg, et surtout les magnétites de Suède et de Norvège (ces dernières en partie sous forme de briquettes du Salangen), des minerais spathiques de Styrie ou de Hongrie (comitats de Zips et Gömör), des minerais de Krivoï-Rog, et quelque peu de minerais de la Pologne russe.

La répartition des minerais importés se fait ainsi en tonnes :

	1906	1907	1908	1909
Suède et Norvège	274.242	261.667	238.162	215.867
Russie	139.655	281.283	246.396	238.581
Hongrie	186.301	201.212	211.854	102.943
Autriche	95.511			78.664
Divers		5.708	7.222	6.419
Total	695.709	749.870	702.634	642.474

La part correspondante de la Suède et Norvège se monte alors respectivement à :

1906	35,5 p. 100
1907	34,9 —
1908	33,9 —
1909	33,6 —

donc assez constante ; les minerais norvégiens n'entrent encore du reste que pour une proportion insignifiante ; ils pourront, par contre, augmenter fortement dans les années prochaines, par suite de la mise en valeur du Salangen.

Le prix de vente, en Silésie allemande, des minerais suédois est assez élevé ; on a ainsi payé des minerais de Gellivare franco usines, sur base 60 Fe et 1 Ph, 24,50 marks en 1906, 25 à 26 en 1907 ; en 1909 et 1910, les prix sont revenus autour de 23 marks ; les frais de transport, des ports de débarquement jusqu'aux usines, sont en effet élevés à cause des distances considérables en face desquelles on se trouve ; il faut compter environ 8 marks depuis l'arrivée du navire au port, se décomposant en :

Déchargement........ 0,40
Transport par fer..... 7,60 (tarif spécial pour minerais de hauts fourneaux de Stettin à Beuthen).

Quant aux frets, depuis les ports ordinaires d'embarquement, on peut compter qu'on a eu pour Stettin (en shillings) :

ANNÉES	NARVIK	LULEÅ	OXELÖSUND
1907....................	5/6	4/9	3/3
1908....................	5/6	4/9	3/3
1909....................	5/	4/6	3/3
1910....................	5/ à 5/3	4/6 à 4/7,5	3/3 à 3/1,5

ce qui, ramené en marks, donnerait à partir du port d'embarquement des frais de 13,25 à 13,75 pour le minerai de Kiruna (avec 5/3), 12,60 à 12,85 pour Gellivare et Koskullskulle (avec 4/7,5) et 11,25 pour Grängesberg (avec 3/3). Si on rapporte les chiffres pour les minerais lapons à ceux que nous avons donnés dans notre étude

de 1908, pour les prix de revient présumés de 1910 à 1937 des minerais de Kirunavara rendus à Narvik : 5,60 à 6,10 couronnes (soit 6,22 à 6,77 marks), et de Gellivare à Luleå : 5,25 à 5,54 couronnes (5,83 à 6,11 marks); et si on ajoute à ces prix 0,18 couronne d'administration générale des mines laponnes (0,20 mark), on arriverait alors aux prix de revient actuels à Beuthen de :

19,65 pour Kirunavara,
18,65 — Gellivare,

sans frais de commission. Ces prix sont assez hauts, mais il n'en resterait pas moins, en l'état du marché, une belle marge de bénéfices pour les mines de Laponie.

Par le port de Danzig, les conditions seraient sensiblement analogues. L'emploi de la voie fluviale diminuerait du reste les prix précédents (par Stettin) d'une quantité appréciable.

Au point de vue frets, nous donnons ci-après les moyennes pour les années 1907-1910, et pour les destinations d'Emden et Rotterdam, à partir des trois grands ports d'Oxelösund, de Luleå et de Narvik :

ANNÉES	NARVIK	OXELÖSUND	LULEÅ
1907	4/9	4/1,5 à 4/3	5 à 5/3
1908	4/9	4/1,5 à 4/3	5 à 5/3
1909	4/3	4/1,5 à 4/3	5 à 5/3
1910	4/3 à 4/7,5	4/ à 4/3	5 à 5/3

Ce sont des prix très réduits, tenant tant à la crise actuelle sur les frets qu'aux conditions très favorables d'embarquement que présentent Luleå et Narvik.

Une question non encore résolue et qui pourra avoir son influence sur l'approvisionnement des marchés alle-

mands en minerais de fer suédois, encore que les gisements de Laponie n'aient rien à craindre de ce côté, d'après les termes de leur contrat avec l'Etat, est celle du renouvellement du traité de commerce suédo-allemand, qui venait à expiration le 31 décembre 1910 ; les négociations entamées en vue de son renouvellement n'avaient pas encore abouti à la fin de l'année 1910, et les deux Gouvernements se sont mis d'accord pour prolonger les effets de l'ancien traité jusqu'à fin 1911 ; c'est donc jusqu'à cette date la certitude que l'on n'aura pas de taxe à l'exportation sur les minerais. Mais, bien que l'idée de cette taxe ait semblé avoir perdu du terrain, il n'en reste pas moins vrai que les plénipotentiaires suédois ne manqueront pas de se servir de cette arme dans leurs négociations, et que la possibilité de cette taxe reste encore entière.

Pour ce qui est de l'Autriche, qu'il nous reste à considérer, la consommation des minerais de fer suédois y a peu varié en ces dernières années ; elle s'est élevée à :

1905	161.685	tonnes
1906	202.597	—
1907	189.482	—
1908	191.173	—
1909	193.838	—

Sur une importation totale en 1908 et 1909 de 910.747 et 906.669 tonnes, leur part est de 20,99 et 21,38 p. 100. Le district silésien-moravien absorbe ces quantités qui lui arrivent *via* Stettin et Dantzig ; ce sont des minerais de la région de Gellivare et de Koskullskulle (où la mine de même nom appartient à l'usine autrichienne de Wittkowitz), qui arrivent en Autriche pour la totalité (*).

(*) L'usine de Wittkowitz reçoit seulement une partie des minerais extraits à Koskullskulle même, l'autre partie (minerais A à prix de vente rémunérateur) étant échangée contre des minerais de Gellivare moins

Au point de vue des autres pays importateurs, les chiffres suivants, relatifs aux trois dernières années, montreront la façon dont s'approvisionnent, pour 30 p. 100 environ de leurs besoins, les fourneaux autrichiens (minerais de fer seuls):

	1907	1908	1909
Hongrie	431.154	504.703	537.072
Suède	189.482	191.173	193.838
Grèce	49.713	71.716	60.779
Russie	44.023	52.647	31.974
Algérie	21.671	40.886	42.256
Espagne	33.928	31.826	27.753
Bosnie	22.883	16.835	5.518
Prusse	384	725	—
Brésil	3.073	226	4.044
Turquie	1.918	—	—
Bavière	1.659	—	—

La Silésie-Moravie, dans ces pays, s'adresse, en dehors de la Suède, à la Hongrie, la Russie et la Prusse.

II. — ÉTATS-UNIS.

Le fait le plus intéressant de ces deux dernières années dans l'exportation des minerais de fer suédois est l'augmentation considérable des expéditions vers les Etats-Unis. A vrai dire, il y a toujours eu, depuis

---

purs en phosphore. L'usine accuse d'ailleurs les consommations suivantes.

	KOSKULLSKULLE	GELLIVARE
1906	70.000	110.000
1907	95.000	115.000
1908	85.000	110.000
1909	80.000	80.000
1910	80.000	95.000

quelques années, un certain mouvement vers l'Amérique, États-Unis et Canada, des minerais suédois, et en particulier le port d'Oxelösund a fait en maintes occasions des chargements à destination des hauts fourneaux canadiens ou de l'Est des États-Unis. Mais jamais les tonnages n'avaient atteint que quelques dizaines de milliers de tonnes, tandis qu'en 1909 on a fortement dépassé la centaine de mille et que 1910 et les années suivantes paraissent devoir correspondre à des tonnages encore plus importants.

Il faut en voir la cause dans deux faits : en dehors de celui résultant de frets actuellement très bas, le premier, le plus important, est la modification profonde dans les droits d'entrée que consacra le nouveau régime douanier des États-Unis. Par tonne de 1.016 kilogrammes, on ne paye plus pour les minerais que 15 cents, soit donc environ 77,7 centimes par tonne métrique, ceci naturellement pour le tarif minimum qui s'applique entre la Suède et les États-Unis, tandis que le tarif maximum prévoit une majoration de 25 p. 100, ce qui porterait le droit de douane à 97 centimes. Les anciens droits avaient été de 75 cents de 1883 à 1894 et de 40 de 1894 à 1909, soit par tonne de 1.000 kilogrammes au cours de 5,18 pour le dollar, de 3 fr. 86 et 2 fr. 07.

Cette importante diminution devait contribuer à accroître les importations aux États-Unis et à faciliter aux hauts fourneaux de l'Est jusqu'alors tributaires en grande partie des minerais de l'intérieur, leurs approvisionnements.

La seconde cause qui facilita les exportations suédoises vers l'Amérique fut l'augmentation de production des mines de Laponie, qui devaient mettre sur le marché mondial des quantités de plus en plus grandes de minerais. Pour ne pas rester confinées aux deux marchés d'Allemagne et d'Angleterre, ce qui aurait pu

amener une baisse de prix ou tout au moins des difficultés avec les acheteurs ordinaires, les sociétés de Laponie envoyèrent leurs représentants en Amérique pour offrir de grandes quantités de leurs produits aux hauts fourneaux de l'Est.

Des premiers marchés portant sur 180.000 tonnes furent passés en 1909 pour livraison sur cette même année pour la plus grande partie; ils comprenaient presque exclusivement des minerais de Gellivare et de Kirunavara de la classe phosphoreuse entre 0,75 et 1,00 de phosphore, minerais qui devaient être livrés à une douzaine de hauts fourneaux des environs de Philadelphie, dans les vallées de Lehigh et Schuylkill, en particulier à ceux de la Reading Iron Company. Le prix du minerai rendu au port de Philadelphie (hauts fourneaux distants en moyenne de 100 milles du port de débarquement) était de 8,5 cents par unité de fer, ce qui mettait un minerai à 63 entre 5,04 et 5,34 dollars; le fret de Narvik à Philadelphie varie de 6 à 8 shillings d'après les contrats d'expédition.

Les minerais suédois durs et résistants au fourneau servent en mélange avec d'autres minerais moins solides pour la fabrication de fonte basique ou de fontes de moulage. Des quantités notables sont d'ailleurs aussi utilisées dans les aciéries.

A côté de ce marché intervinrent de nouvelles transactions, en particulier pour livraisons sur l'année 1910 et les suivantes, qui, plus spécialement pour 1910, portèrent à près de 300.000 tonnes les quantités expédiées, principalement par le port de Narvik, tandis qu'en 1909 Luleå avait la plus forte partie.

Ces diverses opérations ne furent pas sans exercer une grande influence pour le renouvellement avec les usines westphaliennes de certains marchés qui venaient à expiration en 1910, et non sans également provoquer une

grande émotion dans les milieux sidérurgiques allemands qui se voyaient privés déjà d'une de leurs sources d'approvisionnement tant escomptée. Il ne paraît pas d'ailleurs que cette crainte soit bien fondée, car un des éléments fondamentaux des exportations vers les Etats-Unis est le fret; et si, dans les années passées, une crise indéniable sur les prix a existé, il paraît qu'elle doive être passagère; des relèvements notables se sont déjà produits en 1910, et il n'est pas douteux que de nouvelles transactions avec les Etats-Unis seraient rendues plus délicates de ce fait.

Quoi qu'il en soit, les exportations de Suède en Amérique (minerais expédiés par Narvik et par Luleå) ont été de 127.128 tonnes en 1909 et 270.565 en 1910. Les statistiques officielles suédoises donnent, pour les années 1902-1909, les chiffres exacts suivants pour les exportations de minerais suédois en Amérique, avec pour 1910 des chiffres provisoires :

1902	10.340 tonnes		
1903	27.271 —		
1904	25.700 —		
1905	9.362 —		
1906	9.457 —		
1907	11.119 —	dont États-Unis	8.410
1908	11.140 —		
1909	127.128 —	dont États-Unis	122.493
1910	270.565 —	—	270.565

Les acheteurs américains exigeant que les minerais reçus ne dépassent pas des dimensions de 4 pouces, on a dû, pour réaliser ces conditions, installer tant au port de Narvik qu'à la mine de Gellivare des broyeurs pour le concassage des trop gros morceaux obtenus dans les travaux d'abatage.

Pour compléter ces indications, nous donnons ci-après le tableau des divers pays importateurs de minerais de

fer aux États-Unis en long tons (1.016 kilogrammes), d'après les statistiques américaines (les chiffres de 1910 étant provisoires) :

	1907	1908	1909	1910
Cuba	657.133	579.668	927.774	1.451.096
Espagne	296.318	126.074	291.547	439.868
Grèce	23.800	4.850	19.080	(*)
Terre-Neuve	89.685	48.285	224.395	209.006
Angleterre	5.765	2.028	869	(*)
Allemagne	273	602	3	(*)
Canada	26.878	5.013	27.155	95.005
Belgique	125	1	3	(*)
Russie	54.995	5.750	32.010	(*)
Algérie	65.940		37.208	(*)
Suède (**)			120.564	259.911
Colombie	8.256 (Suède, Colombie, Mexique et divers)	4.627 (Suède, Colombie, Mexique et divers)	14.345	136.145 (Colombie, Mexique et divers)
Mexique et divers			4	
TOTAL	1.229.168	776.898	1.694.957	2.591.031

Les deux ports importateurs les plus importants sont ceux de Philadelphie et Baltimore :

	1907	1908	1909
Philadelphie	554.104	516.619	991.983
Baltimore	639.602	248.875	628.577
TOTAL	1.193.706	765.494	1.620.560
Proportion du total p. 100.	97,1	98,8	95,6

L'augmentation des importations s'est fait surtout sentir en 1910 pour les pays de l'ancien continent, Suède, Algérie et Espagne.

(*) Les détails ne sont pas donnés pour ces pays qu'on fait rentrer en bloc dans les *divers* (136.145 tonnes).

(**) La valeur des minerais suédois à l'entrée d'après les douanes est à la tonne de 1.016 kilogrammes (en dollars) 3,64 en 1908, 5,20 en 1909 et 5,36 en 1910.

III. — ANGLETERRE.

La crise qu'a subie la métallurgie anglaise en ces dernières années n'a pas permis aux importations de minerais suédois de s'accroître, et même une diminution se constate à cause de la restriction de l'exportation des minerais A de Kirunavara. Néanmoins, la demande en minerais suédois phosphoreux a été relativement plus grande, et les hauts fourneaux de la côte Est ont fait, pour la plupart, des essais concluants avec eux ; il apparaît, d'une façon certaine, que la Grande-Bretagne doit être, dans l'avenir, pour ses fontes basiques et de moulage, un des grands consommateurs de ces qualités de minerais de Laponie, pour lesquels le port de Narvik se prête dans d'excellentes conditions à des exportations dans cette direction.

Les briquettes norvégiennes obtenues à partir des minerais pauvres trouveront aussi dans les hauts fourneaux adjoints à des aciéries Bessemer acide des consommateurs très ardents et viendront vraisemblablement concurrencer les minerais purs de Bilbao, dont les quantités en vue sont peu considérables au fond, et remplacer les minerais de la qualité A de Kirunavara, pour lesquels de nouveaux marchés ne peuvent plus être passés à l'exportation. L'échec provisoire du Dunderland, auquel s'étaient intéressées d'une façon si importante de grandes usines sidérurgiques anglaises, est dû à des causes indépendantes de la qualité des produits et les concentrés du Sydvaranger, où le minerai se prête plus commodément à un enrichissement courant, sont déjà venus, en fin 1910, faire leur apparition sur les marchés anglais, où ils ont reçu un accueil très favorable.

Les principaux ports importateurs de minerais suédois

sont situés sur la côte Est ; ce sont : Grangemouth, Newcastle, Sunderland, Stockton et Middlesbrough ; on peut citer aussi sur la côte Ouest : Glasgow et Ayr. A eux seuls, les ports de la Tees (Stockton, Hartlepool et Middlesbrough) ont reçu, en 1909, 278.579 tonnes (dont 130.836 venant directement des ports suédois, le reste étant classé sous la rubrique « Norvège » et comportant, pour la majeure partie, des minerais ayant passé par Narvik), sur un total de 483.633 tonnes importées en Grande-Bretagne de Suède et Norvège, soit 57,6 p. 100.

Les minerais suédois, et accessoirement norvégiens, ne forment encore qu'une faible partie des importations anglaises ; ces dernières se sont, en effet, élevées, en 1909, à 6.323.623 tonnes, sur lesquelles la part des deux pays précités n'est que de 7,6 p. 100 ; celle de l'Espagne (4.725.914) arrive à 74,7 ; l'Algérie (481.632) et la Tunisie (107.526) réunies dépassent le total de la Suède et de la Norvège avec 9,3 p. 100.

Dans les dernières années, les importations suédo-norvégiennes en Angleterre ont atteint :

	SUÈDE	NORVÈGE	TOTAL
1905...........	194.181	399.241	593.422
1906...........	226.059	369.559	595.618
1907...........	233.912	237.350	471.262
1908...........	244.791	231.307	476.098
1909...........	294.841	188.792	483.633

Les frets, comme pour les autres destinations, se sont maintenus bas vers l'Angleterre, et on a ainsi coté en moyenne, en 1910, pour Middlesbrough :

A partir d'Oxelösund..	3/10 1/2	à	4/3
— de Narvik....	4/3	à	4/4 1/2
— de Luleå.....	4/4 1/2	à	4/9

Ce sont là des prix peu rémunérateurs pour les arma-

teurs, surtout ceux relatifs à Luleå. Quant aux prix des diverses catégories de minerais, le tableau suivant montre leurs principales variations en 1909 et 1910, pour base 60 Fe c. i. f. Middlesbrough:

CATÉGORIE	1909					1910	
	Janvier-Mai	Juin-Septembre	Octobre	Novembre	Décembre	Janvier	Février-Décembre
A	20/6	20/	21/6	22/	22/6 à 23/6	23/6	25/
C_1, C_2, D, F, G...	17/6	17/	18/6	18/6	20/6	20/6	22/

Les minerais sont ainsi revenus à leur cours du milieu de 1907, mais sont encore loin, pour la qualité A, des prix de mai 1907, qui étaient de 27/, tandis que pour les qualités phosphoreuses on est presque arrivé aux cours maxima du début de 1907 : 22/6. L'échelle est, en général, de 3 pence par unité de fer pour les qualités phosphoreuses, de 4 pence pour les minerais non phosphoreux.

IV. — FRANCE ET BELGIQUE.

En France, ce sont encore exclusivement les usines de la région du Nord qui peuvent faire appel à des minerais de Suède pour la consommation de leurs hauts fourneaux ; les statistiques douanières du port de Dunkerque, qui est le seul port français recevant les expéditions suédoises, sont :

	1906	1907	1908	1909	1910
Luleå	28.620	—	—	—	—
Oxelösund...	—	5.020	—	—	—
Narvik	20.905	21.223	39.121	22.080	24.006
	49.525	26.243	39.121	22.080	24.006

La Belgique importe en minerais suédois des quantités

plus considérables que la France. Des marchés assez importants ont été passés en ces derniers temps, en particulier un de 80.000 tonnes sur deux ans, au prix de base, sur wagon Anvers, de 17,60 marks, pour du minerai à 60 de fer et 1 de phosphore, les échelles étant de 40 pfennigs pour le fer par unité et de 1,50 marks pour le phosphore; pour un minerai courant à 62 de fer et 1,05 de phosphore, cela mettrait la tonne à 18,325 marks, ou, au change de 1 fr. 24 : 22 fr. 72, soit enfin l'unité de fer à 0,366.

Les statistiques officielles ne séparent plus en Belgique les minerais venant de ports suédois de ceux des pays classés sous la rubrique divers, tandis que la Norvège (avec Narvik) est portée pour 1908, 1909 et 1910 à 96.200, 86.404 et 126.455 tonnes : d'après des sources particulières, les consommations totales de minerais suédois et norvégiens dans les usines belges ont été en 1909 et 1910 :

Sambre-et-Moselle........	49.050	69.500 tonnes
Espérance...............	27.500	41.730
Ougrée..................	30.920	39.000
Grivegnée...............	150	1.380
Bonehill................	250	550
Angleur.................	4.770	—
Sud de Chatelineau......	1.410	—
Soit...........	114.050	152.160 tonnes.

Les deux pays précités paraissent, d'ailleurs (malgré une augmentation passagère en 1910), devoir faire appel de moins en moins aux minerais de Suède, qui, s'ils sont riches, ont, par contre, le grave inconvénient d'une réductibilité difficile au fourneau, au contraire des minerais lorrains, situés à proximité des usines du Nord de la France ou de Belgique.

NOTE ADDITIONNELLE.

La Trafikaktiebolaget Grängesberg-Oxelösund ayant bien voulu nous communiquer les documents définitifs relatifs à l'extraction de ses mines de Gellivare et Kirunavara en 1910, nous les reproduisons ci-dessous avec quelques observations que leur considération suggère.

I. *Gellivare.* — Le tableau suivant donne la production par quartier.

	ROCHE ABATTUE		MINERAI OBTENU
	travaux souterrains	travaux à ciel ouvert	
	tonnes	tonnes	tonnes
Kungsgrufvan	99.805,4	—	76.855,8
Kapten	18.468,9	—	14.226,9
Frederika	57.690,9	—	28.925,6
Selet	29.157,6	—	22.020,6
Dennewitz	6.178,1	87.289,8	61.356,6
Kung Oskar	—	388.575,5	173.925,6
Tingvallskulle	102.059,8	—	78.536,2
Sofia	9.413,5	311.277,3	151.495,5
Uppland	12.197,5	—	8.289,4
Josefina	2.270,4	175.375,7	51.956,4
Skåne	4.295,8	111.091,2	65.551,8
Vallkomman	9.723,3	162.602,7	75.777,0
Baron	—	110.858,2	65.205,4
Hermelin	61.238,3	—	44.203,6
Hvitafors	—	161.235,1	84.804,2

On a donc extrait au total 1.920.805 tonnes de roche, dont 412.499,5 ou 21,4 p. 100 (contre 19,7 en 1909) en travaux souterrains. Le minerai retiré est de 1.003.130,6 tonnes, soit 52,2 p. 100 de la roche (contre 52,8 en 1909). Il y a donc eu peu de changement, bien que le pourcentage de roche extrait souterrainement ait encore continué à augmenter. Au point de vue des qualités des minerais, le tableau suivant portant sur 1.003.941 tonnes obtenues en 1910 (810,4 provenant de reprise de varpmalm) montre

leur répartition en catégories :

Minerai A	23.527,3
— C_1.......	114.090,6
— C_2.......	295.999,3
— D	570.323,8

II. *Kirunavara.* — L'année 1910 a donné une extraction brute de 2.356.018,7 tonnes, pour 2.126.832,8 tonnes de minerai final : on a donc une proportion de 90,2 p. 100 contre 86,29 en 1909 et 84,60 en 1908 : les travaux à ciel ouvert sont donc particulièrement favorables, dans cette mine. La qualité des produits a par contre très légèrement baissé en 1910 :

	TONNAGE obtenu en 1910	TENEUR EN 1910		TENEURS correspondantes en 1909	
		Fe	Ph		
	tonnes				
Minerai A....	109.778,5	69,49	0,023	69,52	0,021
B....	40.116,5	68,64	0,066	69,41	0,047
C....	322.062,6	68,01	0,234	68,26	0,174
D....	1.176.771,6	61,93	1,910	61,76	1,990
G....	478.103,6	58,36	2,950	58,77	2,910

La proportion de minerai A est tombée à 5,1 p. 100 contre 6,4 l'année précédente.

Le grand tunnel se poursuit normalement, il a déjà dépassé le sommet de la boucle en huit, et ses deux branches Est et Ouest avaient atteint, fin 1910, des longueurs à partir du débouché au jour de 935^{m},8 et 955^{m},3.

TABLE DES MATIÈRES.

CINQUIÈME PARTIE.

LES MARCHÉS D'EXPORTATION DES MINERAIS SUÉDOIS.

Les exportations de minerais suédois.

DÉNIVELLATIONS DE LA VOIE

ET

OSCILLATIONS DES VÉHICULES DE CHEMINS DE FER

Compléments théoriques. — Études diverses.

Par M. Georges MARIÉ, Ancien élève de l'Ecole Polytechnique,
Ingénieur chef de division de la Compagnie P.-L.-M. en retraite.

INTRODUCTION.

Dans les *Annales des Mines* (1er et 2e semestres de 1905, 1er semestre de 1906 et 2e semestre de 1907), nous avons étudié les oscillations du matériel résultant des dénivellations de la voie.

Nous nous proposons de compléter ces travaux ainsi qu'il suit :

Pour simplifier l'étude, nous avons supposé dans nos mémoires rappelés ci-dessus que le véhicule se mouvait sur une voie ayant des dénivellations de forme rectangulaire, cas plus défavorable que celui de la pratique, comme nous l'avons démontré ; les résultats que nous avons trouvés sont donc des maxima, des limites supérieures du cas de la pratique réelle. Alors, s'il résulte de nos calculs qu'un véhicule ne subit que des oscillations faibles, non dangereuses pour les déraillements, il en sera de même *a fortiori* dans la pratique. Maintenant, dans le présent mémoire, nous arrivons à généraliser le problème au cas d'un profil de voie absolument quelconque, ce qui est encore préférable ; le profil des dénivellations réelles

ayant été donné par les mémorables expériences de Coüard, et par d'autres expériences analogues, la solution du problème sera donc complète.

Puis nous montrons qu'il faut bien distinguer les oscillations du poids suspendu du véhicule, considéré dans l'espace, et les variations de compression des ressorts de suspension ; nous montrons comment les secondes peuvent se déduire des premières au moyen de nos tracés graphiques.

Nous étudions ensuite les perturbations occasionnées par les variations brusques du profil de la voie et par la pente du raccordement du surhaussement du rail à l'entrée en courbe. Nous traitons la question de la double suspension.

Enfin nous donnons un résumé de nos formules relatives aux oscillations dues aux dénivellations de la voie, avec des vérifications expérimentales empruntées à des expériences connues et des conclusions.

I. — Étude des oscillations dans le cas d'un profil vertical de forme quelconque.

§ 1. **Rappel des études de l'auteur.** — Dans notre mémoire du deuxième semestre de 1905 nous avons résumé (§ 1) les expériences de Coüard. Rappelons en quelques

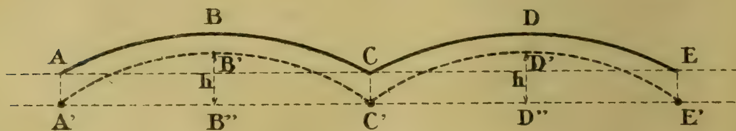


Fig. 1.

mots que les voies ont, en général, *à l'état* permanent et sans aucune charge, à peu près la forme représentée par la *fig.* 1 ci-dessus : ABCDE, dans laquelle A, C, E sont des

joints supposés concordants pour les deux files de rails. Puis, pendant le passage d'un essieu chargé, les divers points du rail viennent se placer sur une courbe A′B′C′D′E′. Cette courbe résulte de la somme des déformations permanentes et des déformations passagères dues à la charge de l'essieu.

La différence de niveau entre les points hauts BD et les points bas A′C′E′ de la courbe en question est ce que nous avons appelé la « dénivellation périodique h » de la voie, dans toutes nos formules. La valeur de h est de 6 à 10 millimètres pour les bonnes voies, 10 à 20 millimètres pour les voies mauvaises, et 20 à 30 dans les voies très mauvaises.

D'autre part, nous avons montré (1er semestre de 1906, § 12 et 13), qu'il y a un autre genre de dénivellations, ce sont celles qui sont dues aux affaissements accidentels locaux des traverses ; elles sont particulièrement graves si elles affectent une forme périodique en synchronisme avec les oscillations naturelles du véhicule sur ses ressorts, ce qui, fort heureusement, est très rare.

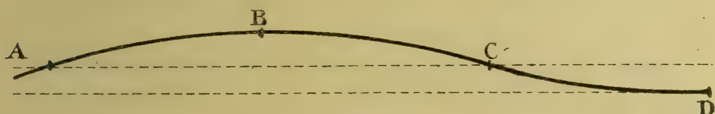


Fig. 2.

Elles affectent, alors, une forme analogue à la courbe de la *fig.* 2 ci-dessus, dans laquelle les ordonnées sont naturellement très exagérées, comme dans la *fig.* 1.

On peut admettre que ces dénivellations, périodiques ou non, peuvent atteindre jusqu'à 20 millimètres en France et jusqu'à 30 millimètres en Amérique, dans le Far-West surtout.

Maintenant, dans notre mémoire du premier semestre 1905, nous avons remplacé (*fig.* 3 ci-contre) la

courbe réelle des dénivellations de Coüard A′B′C′D′E′ par le tracé rectangulaire MNPQRS, et nous avons montré que ce dernier était plus défavorable. Nous avons d'abord

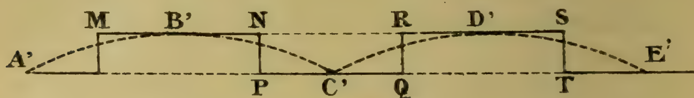


Fig. 3.

étudié le cas simple d'un poids placé sur un ressort reposant sur une roue qui roule sur le profil en question ; nous avons supposé que le ressort était muni de frottements que nous avons évalués ; nous avons montré l'extrême importance de ces frottements, qui amortissent les oscillations et les empêchent d'augmenter indéfiniment en cas de synchronisme entre la période de la dénivellation et celle de l'oscillation naturelle du poids sur ressort ou « en cas de résonance ».

Pour étudier la loi très complexe du mouvement vertical du poids sur ressort, nous avons eu recours à une méthode nouvelle de dynamique graphique (1er semestre 1905, §§ 14 et 15).

[Nous redonnons ici (*fig.* 4) le tracé graphique en question.] Nous représentons graphiquement le mouvement vertical du poids sur ressort, roulant sur le tracé rectangulaire MNPQRS de la *fig.* 3 ci-dessus ; pour cela nous prenons pour abscisses (*fig.* 4) les déplacements verticaux des ressorts et, pour ordonnées, les efforts exercés sur le poids, se composant du poids, de la compression du ressort et des frottements totalisés et rapportés au même chemin parcouru que le poids lui-même.

La droite OA_1, de la *fig.* 4, représente la courbe des compressions du ressort avec frottement positif, le poids étant en haut de sa course.

La droite OA_2 représente la courbe des compressions

du ressort, moins le frottement, le poids étant supposé en haut de sa course.

La droite BC_1 est parallèle à OA_1 et part d'un point B situé à une distance de O égale à la dénivellation périodique h ; elle représente la courbe des compressions du ressort, plus le frottement, quand le poids est en bas de sa course. (Voir pour plus de détails § 14 du mémoire du premier semestre de 1905.)

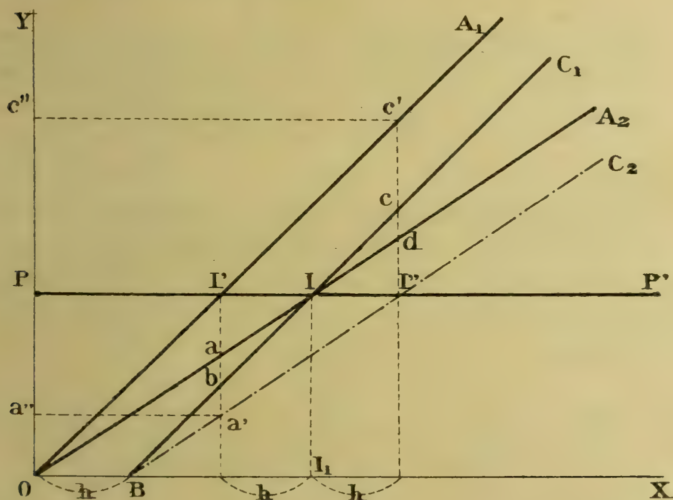


FIG. 4.

Quand le poids roulant parcourt la ligne horizontale PQ de la *fig*. 3, la loi de la variation de l'effort en fonction du déplacement vertical du poids est représentée par la ligne *bc* de la *fig*. 4. Quand le poids remonte de Q en R (*fig*. 3), le tracé donne la chute correspondante de *c* en *d* (*fig*. 4). Quand le poids roulant circule de R en S (*fig*. 3), la loi de variation de l'effort en fonction du déplacement vertical du poids est représentée par la ligne *da* (*fig*. 4) ; puis quand le poids tombe de S en T, ou de N en P (*fig*. 3), la chute du tracé graphique est *ab* (*fig*. 4).

Nous avons montré (1er semestre de 1905, § 14) comment nous pouvions déduire de ce tracé la « condition générale de convergence des oscillations » ou relation entre la dénivellation périodique h, la flexion statique a du ressort (*) et le frottement proportionnel (ou relatif) du ressort f pour que les oscillations n'aillent pas en augmentant, en cas de résonance. Cette condition est :

$$(1) \qquad h < 2fa.$$

De plus nous avons montré (§ 16 du même mémoire) que, si cette condition est remplie, l'amplitude *totale* des oscillations ne peut pas être supérieure à $2h$ ou

$$(2) \qquad A < 2h.$$

D'autre part, dans notre mémoire du deuxième semestre de 1907, intitulé : *Note complémentaire sur les oscillations du matériel dues aux dénivellations de la voie*, nous avons étudié le cas des rails très longs, de 15 à 20 mètres, qu'on fait actuellement.

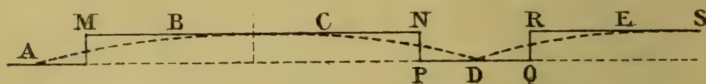


Fig. 5.

Dans ce cas, la courbe des dénivellations de Coüard affecte la forme de la *fig.* 5 ci-contre ; la courbe a une partie peu courbée BC et des extrémités AB et CD à courbure prononcée.

Nous assimilons alors la courbe au tracé rectangulaire plus défavorable MNPQRS, dans lequel la partie basse PQ n'est que le quart de la longueur d'un rail, au

(*) La « flexion statique » du ressort que nous avions d'abord appelée « flèche statique » est la longueur dont fléchit le ressort depuis la charge nulle de ce ressort jusqu'à sa charge normale.

lieu d'en être la moitié, comme dans le cas précédent.

Dans cette hypothèse, nous avons trouvé la condition suivante pour la convergence des oscillations :

(3) $$h < 4fa.$$

Voilà ce que nous avons fait jusqu'à présent pour l'étude du problème en question ; nous allons passer maintenant au cas du profil d'une forme absolument quelconque.

§ 2. **Cas général d'un profil quelconque des dénivellations de la voie.** — Nous allons à présent étudier complètement les oscillations d'un poids placé sur ressort, lequel repose sur une roue de masse nulle qui roule sur une dénivellation de forme quelconque (*fig.* 6) ; le ressort est comme toujours supposé muni de frottements totalisés et rapportés au même chemin parcouru que le poids lui-même.

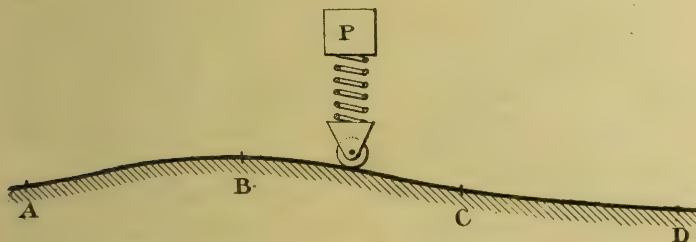


Fig. 6.

Appelons encore f ce frottement proportionnel, c'est-à-dire le rapport du frottement au poids P, et a la flexion statique du ressort.

Nous nous plaçons dans le cas absolument général, c'est-à-dire peu importe qu'il y ait ou non résonance exacte. Il s'agit de voir par un procédé graphique si les oscillations vont aller en augmentant ou en diminuant, en partant d'une origine donnée, et de rechercher l'ampli-

tude des oscillations successives, en cas de dénivellations quelconques ou de dénivellations périodiques.

Soit MNP la courbe réelle des dénivellations, c'est-à-dire la courbe des dénivellations de la voie au passage de la roue chargée, définie comme ci-dessus (Pl. I, *fig.* 1). Je suppose cette courbe absolument quelconque, avec ou sans répétition exacte ; dans le cas de la figure, je suppose que la répétition exacte n'existe pas et même que la courbe monte plus haut la deuxième fois que la première.

Remplaçons la courbe réelle par la courbe en escalier suivante : *abcdefghijklmnopqrst* de la *fig.* 1, Pl. I.

Sur la *fig.* 2, Pl. I, nous allons chercher à tracer l'épure de dynamique graphique correspondant à cette courbe en escalier, toujours en suivant pas à pas la méthode des paragraphes 14 et 15 de notre mémoire du premier semestre 1905.

Nous prenons donc pour abscisses les courses verticales du poids de la *fig.* 6, en prenant pour origine le point correspondant à la compression nulle du ressort ; nous prenons pour ordonnées les efforts comprenant la valeur du poids, la compression du ressort et son frottement proportionnel positif et négatif.

Ici encore OA_0 (Pl. I, *fig.* 2) est la courbe des compressions du ressort en fonction des déplacements verticaux du poids, en supposant le frottement nul ; PP′ est une parallèle aux abscisses à une distance égale à la valeur du poids P ; K est l'intersection de la ligne OA_0 et de la ligne PP′, et K′ sa projection horizontale. Alors la longueur OK′ représente « la flexion statique *a* » du ressort sous la charge statique, comme nous l'avons vu.

Maintenant, ici encore OA_1 est la courbe des compressions du ressort avec frottement positif, et OA_2, cette courbe avec frottement négatif ; ces courbes, qui sont encore des lignes droites, sont établies en prenant les

longueurs KK_1 et KK_2 telles que l'on ait

$$\frac{KK_1}{KK'} = \frac{KK_2}{KK'} = f$$

(f étant le frottement proportionnel donné du ressort considéré).

Soit L, l'intersection de la ligne AO_2 avec la ligne PP′ et LL′ la parallèle à OA_1 passant par L; nous avons démontré que la longueur OL′ était égale à $2fa$; nous avons établi que, quand il y a résonance et que la dénivellation périodique est égale à h, *dans le cas du tracé rectangulaire*, la condition $h = 2fa$ est celle pour laquelle les oscillations se répètent indéfiniment pareilles sans augmenter d'amplitude.

Mais ici nous prendrons la dénivellation totale de M en N, ou H, différente de $2fa$; nous la supposons égale à OB, plus grande que $2fa$, dans le cas de la *fig*. 2.

Nous appellons ici H la dénivellation totale, tandis que nous l'avions appelée h dans le cas de la dénivellation rectangulaire ; mais H comme h désignent toujours, dans les formules, la dénivellation totale dans le cas considéré.

Cela posé menons les lignes BC_1 et BC_2 parallèles à OA_1 et OA_2; il est clair que BC_1 représente la courbe des compressions du ressort, avec frottement positif, et BC_2, la même courbe avec frottement négatif, quand le poids a fait la chute totale H de M en N de la *fig*. 1.

Cela posé, il va nous être facile d'étudier sur la *fig*. 2 la loi des compressions du ressort avec frottements, en fonction des déplacements verticaux du poids, quand la roue parcourt la courbe en escalier de la *fig*. 1, et d'en déduire tous les éléments de la première oscillation et des suivantes.

Je suppose que notre étude de l'oscillation parte du point a (*fig*. 1) et qu'à ce moment le poids soit en haut d'une de ses oscillations.

J'admets qu'à ce moment la course du poids à partir de l'origine de la compression nulle du ressort soit égale à OE, par suite d'une oscillation préalable; alors je sais que le point a de la *fig.* 2 correspondant au point a de la *fig.* 1 est sur l'ordonnée Ea_0; d'autre part, il se trouve sur la ligne OA_1, puisque a est en haut de la course et que le frottement est positif (commencement de la chute du poids).

Maintenant où sera le point b de la *fig.* 2 correspondant au point b de la *fig.* 1 ?

Il se trouve sur la même verticale que a, puisque nous supposons que le sol se dérobe sous la roue, instantanément, d'une quantité égale à $\frac{H}{4}$, sans que le poids ait eu le temps de descendre d'une façon sensible, en vertu de son inertie; d'autre part, le point cherché b est sur une ligne parallèle à OA_1 et situé à un quart de la distance des deux parallèles OA_1 et BC_1. Le point b est donc connu.

Donc, quand la roue parcourt la ligne horizontale bc de la *fig.* 1, nous savons que la courbe cherchée est la droite bc, de la *fig.* 2; nous ne connaissons pas encore la longueur de la ligne bc, qui nous donnera la position exacte du point c ; mais il est facile de calculer la projection horizontale de la ligne bc, que j'appellerai ε ; c'est, comme on le sait, le chemin parcouru verticalement par le poids pendant que la roue parcourt la ligne bc de la *fig.* 1 ; or nous connaissons la durée θ de ce parcours, car naturellement, nous supposons connue la vitesse de translation horizontale du poids sur roue, en chaque point, uniforme ou non. Cela posé, la valeur de ε est donnée par la formule du mouvement uniformément accéléré :

$$\varepsilon = v_0\theta + \frac{1}{2}\gamma\theta^2.$$

Dans cette formule, v_0 est la vitesse initiale qui est ici

nulle, puisque nous partons du sommet de l'oscillation; θ est la durée connue du parcours de *bc* (Pl. I, *fig.* 1); quant à γ, c'est l'accélération du mouvement vertical du poids que nous allons calculer.

D'abord γ peut être considérée comme constante, si la subdivision en marches est assez multiple; elle est égale à :

$$\gamma = g \times \frac{F}{P}.$$

Dans cette formule, P est la valeur du poids et F la résultante de toutes les forces (poids, compression du ressort et frottement) qui agissent sur P.

Or, F est égal à OP, valeur du poids P moins l'ordonnée ob' du poids b, ordonnée qui représente la compression du ressort en tenant compte du frottement; donc F est égal à la longueur Pb'; on a donc :

$$\gamma = g \times \frac{\overline{Pb'}}{\overline{OP}}.$$

En résumé, ε est donnée par la formule :

$$\varepsilon = \frac{1}{2}\gamma\theta^2$$

dans laquelle θ et γ sont faciles à calculer.

Nous le répétons : on voit qu'on peut considérer γ comme constante sur ce petit parcours *bc* si la subdivision en marches est assez multiple pour que le rapport

$$\frac{\overline{Pb'}}{\overline{Pb}}$$

puisse être considéré comme constant pendant ce parcours.

Connaissant la valeur de ε il n'y a qu'à mener une or-

donnée à une distance ε, de *ab* (*fig.* 2); son intersection avec la ligne *bc* donne le point *c*.

Maintenant le point *d* est à l'intersection de l'ordonnée de *c* avec une parallèle à OA_1 menée à une distance égale à $\frac{2}{4}$ de la distance des parallèles OA_1 et BC_1.

Pour avoir le point *e* il faut, comme ci-dessus, calculer le chemin parcouru ε' par le poids pendant le temps θ que la roue met à parcourir le chemin *de* de la *fig.* 1.

La durée θ' est connue, étant une donnée du problème.

Ici encore ε' est donnée par la formule :

$$\varepsilon' = v_0\theta' + \frac{1}{2}\gamma'\theta'^2.$$

Mais, dans le cas actuel, v_0, ou vitesse initiale verticale du poids, n'est pas nulle; elle est facile à calculer; c'est la vitesse à la fin du mouvement uniformément accéléré pendant le parcours précédent *bc* de la roue (*fig.* 1); c'est $v_0 = \gamma\theta$ (γ et θ étant les valeurs ci-dessus correspondant au parcours *bc*).

Nous avons donc tout ce qu'il faut pour calculer ε' par la formule précédente, car γ' se calcule comme γ tout à l'heure.

Ici encore nous menons une ordonnée à une distance ε' de l'ordonnée *cd*; le point *e* est à l'intersection de cette ordonnée avec la ligne *de*.

On procédera de même pour les marches suivantes, en remarquant que, quand on arrive au-dessus de la ligne PP', la valeur du poids moteur P est inférieure à la valeur des forces résistantes (compression du ressort et frottement); alors les mouvements deviennent uniformément retardés, et l'on a :

$$\varepsilon = v_0\theta - \frac{1}{2}\gamma\theta^2.$$

On arrive ainsi à construire la courbe en escalier *abcdefghijk* de la *fig.* 2. Maintenant, quand l'oscillation de chute du poids doit-elle s'arrêter? C'est quand le travail moteur, représenté par le rectangle Ea_0l_0F, sera égal au travail résistant représenté par le polygone E*bcdefgh*I*ijk*F; cela se produira quand les deux surfaces ombrées de la *fig.* 2 seront égales.

Nous supposons que cette égalité des surfaces se produise juste à l'extrémité d'une marche, ce qui est admissible puisque nous pouvons faire la subdivision en marches, aussi multiple que nous voulons, on peut même la multiplier, au besoin, plus en certains endroits qu'en d'autres, notamment aux extrémités des oscillations de descente et de montée.

Voilà donc notre oscillation de descente terminée; l'amplitude de cette oscillation du poids dans l'espace est donnée par la distance EF des abscisses extrêmes des points extrêmes *a* et *k* (*fig.* 2).

Maintenant il est clair que l'oscillation de retour (montée du poids) sera facile à étudier par le même procédé. Il faut alors considérer non plus des parallèles aux lignes OA_1 et BC_1, mais des parallèles aux lignes OA_2 et BC_2; en effet, ici l'effort moteur est la compression du ressort, les efforts résistants étant le frottement du ressort et le poids.

Alors le point *l* est situé sur l'ordonnée de *k* et sur une parallèle à BC_2 située à $\frac{2}{4}$ de la distance des lignes BC_2 et OA_2, puisque le point *l* de la *fig.* 1 est sur la deuxième marche. Les valeurs de ε se calculent encore par la formule :

$$\varepsilon = v_0\theta \pm \frac{1}{2}\gamma\theta^2$$

en ayant soin de prendre le signe $+$ tant qu'on est au-

dessus de la ligne PP′ (mouvement uniformément accéléré) et le signe — quand on se trouve en dessous (mouvement uniformément retardé). Ici encore l'oscillation de retour s'arrêtera quand on aura l'égalité des surfaces :

$$\mathrm{I}' l_0 lmn \mathrm{I}' \quad \text{et} \quad \mathrm{I}' opww_0 \mathrm{I}'.$$

On voit que, dans le cas actuel, le point de retour w tombe à droite du point b; l'amplitude de l'oscillation de retour est donc inférieure à celle de l'oscillation d'aller; il y a donc *convergence des oscillations*, pour la première oscillation ; on étudierait de même les oscillations suivantes.

Il y a lieu de remarquer que nous avons supposé que le point culminant de départ de la première oscillation correspondait à un point a quelconque de la courbe MNP. Pour rechercher le cas le plus défavorable, il faudrait recommencer le tracé pour d'autres points de la courbe MNP (*fig.* 1) et chercher celui qui donne les plus grandes amplitudes d'oscillations, avec la plus grande tendance à la divergence de ces oscillations. En général, quand la courbe MNP est périodique, ce point se trouve un peu après le point culminant de la courbe MNP.

Quant à la durée des oscillations d'aller et de retour nous les connaissons d'après la valeur totalisée de θ, θ', θ'', etc.

Nous la connaissons du reste, approximativement par les formules des paragraphes 1 et 18 de notre mémoire du premier semestre de 1905.

En résumé, cette méthode nous donne tous les éléments des oscillations considérées.

Il nous reste à répondre à une objection qu'on pourrait faire à notre méthode, consistant à remplacer la courbe des dénivellations par une courbe en escalier à marches multiples; ce remplacement est-il absolument légitime? Oui et voici pourquoi. On sait, en effet, que, pour obtenir

la loi du mouvement rectiligne quelconque d'un corps, on part de la formule connue :

$$f = m\gamma$$

(f étant la force, m la masse du corps et γ l'accélération) ou encore :

$$\gamma = \frac{f}{m}.$$

On suppose connue la loi de variation de f en fonction du temps t ; γ est alors connue à chaque instant. Alors, en intégrant deux fois, on arrive à la loi cherchée des déplacements du corps en fonction du temps.

Or, dans le cas qui nous occupe, en employant un nombre de marches assez grand, on arrive, avec la courbe en escalier, à une loi de variation de γ en fonction du temps aussi voisine qu'on le veut de la loi de variation de γ pour la courbe réelle ; les intégrations donneront donc les mêmes résultats dans les deux cas ; donc la substitution d'un tracé à l'autre est légitime.

Il est bien entendu qu'il ne s'agit ici que des mouvements du poids sur ressort, en supposant nulle la masse de la roue, comme nous l'avons admis ou en supposant que la roue ne se décolle jamais du rail, ce qui revient au même pour le mouvement du poids sur ressort. Dans la pratique, le remplacement de la courbe réelle par nos marches est donc légitime pour l'étude des oscillations du poids suspendu du véhicule sur ses ressorts. Mais une telle substitution n'est plus légitime si l'on suppose que la masse de la roue n'est pas négligeable et si l'on se propose de rechercher l'intensité des réactions entre la roue et le rail et même la valeur des sauts brusques des roues. En effet, ici, les moindres dénivellations brusques donnent d'énormes valeurs des réactions des roues sur les rails, et, par suite, d'énormes valeurs de γ, avec la courbe en escalier, ce qui n'existe pas avec une courbe

continue (voir notre étude sur les oscillations dues au matériel lui-même, § 37, *Revue générale des chemins de fer* de mai et juin 1907). Donc, pour l'étude des réactions réciproques des roues et des rails, c'est la courbe réelle et non la courbe en escalier qu'il faut considérer. (Voir notre mémoire des *Annales des Mines*, 1er semestre de 1906, § 12.)

§ 3. **Application à la courbe réelle des dénivellations de la voie.** — Les *fig.* 3 et 4 (Pl. I) représentent l'application de la théorie précédente à la courbe réelle des dénivellations de la voie telle qu'elle résulte des expériences de Coüard, comme le représente la *fig.* 6 ci-dessus. Dans la *fig.* 3 de la Pl. I, pour plus de clarté, nous avons pris les ordonnées à une échelle incomparablement plus grande que les abscisses, relativement à la courbe réelle des dénivellations. On voit de suite que cette manière de faire ne change rien au résultat à obtenir. Il s'agit, ici encore, de la courbe des dénivellations réelles au passage de la roue chargée, et non des dénivellations apparentes de la voie sans charge.

Cette courbe est représentée par *mnopqr* de la *fig.* 3 (Pl. I) ; les joints des rails sont en *n* et *r* ; la courbe est ici supposée périodique, et nous nous placerons dans le cas de « résonance » ; en d'autres termes, nous supposons que la vitesse de translation horizontale soit la vitesse « critique » pour laquelle il y a synchronisme entre la durée naturelle de l'oscillation du poids sur ressort et la durée du passage d'un rail au suivant ; H est la dénivellation périodique ou distance verticale des points hauts *p'p* et des points bas *n* et *r* de la courbe de la *fig.* 3. Nous supposons ensuite que le poids soit en haut de son oscillation pour un point *m* de la courbe donnant le maximum d'amplitude des oscillations; nous montrerons plus loin comment on peut le vérifier. Nous supposons encore que la

masse de la roue soit négligeable ou que la courbe des dénivellations soit assez douce pour que la roue ne se décolle jamais des rails, ce qui revient au même au point de vue des oscillations du poids sur ressort.

Cela posé, prenons encore pour abscisses (*fig.* 4) les déplacements du poids, à partir d'une origine correspondant à la compression nulle du ressort, et pour ordonnées les efforts, se composant du poids de la compression du ressort et de ses frottements positif ou négatif. Ici encore on a : OA_0, courbe de compression du ressort sans frottements, D intersection avec la ligne PP′, D, sa projection; longueur $OD' = a$ ou flexion statique.

OA_1 et OA_2, courbes de compression du ressort, avec frottements positif et négatif, quand la roue circule sur des horizontales passant par les sommets p' et p de la courbe de la *fig.* 3.

Je suppose que la dénivellation totale H soit égale à $4fa$, exactement, ce qui est le double de $2fa$; cette valeur $2fa$ est la longueur OE obtenue en menant une parallèle à OA_1, par l'intersection des lignes OA_2 et PP′, comme dans la théorie ci-dessus, et comme dans le paragraphe 14 de notre mémoire du premier semestre de 1905.

Alors les lignes BC_1 et BC_2, parallèles à OA_1 et OA_2, représentent les courbes de compression du ressort, avec frottement positif et négatif, pour le cas d'une roue qui circulerait sur des lignes horizontales passant par les points bas n et r de la courbe de la *fig.* 3. Dans le cas de la *fig.* 3, le frottement proportionnel f est égal au rapport des longueurs :

$$\frac{DF}{DD'} = \frac{1}{7} \text{ environ.}$$

Comme on a $H = 4fa$, par hypothèse, il vient alors :

$$H = 4fa = \frac{4}{7} a.$$

Si nous supposons que a, ou flexion statique du ressort, soit égale à $0^m,04$, comme c'est le cas de bien des locomotives, alors on aura :

$$H = \frac{4 \times 0,04}{7} = 0,023.$$

Donc, dans le cas qui nous occupe, la dénivellation périodique maxima est H égale à 23 millimètres, ce qui suppose une mauvaise voie.

Nous allons montrer que, avec la courbe usuelle des dénivellations de la *fig*. 3, le tracé graphique de la *fig*. 4 va nous donner des oscillations qui se répéteront avec une légère tendance à la convergence des oscillations successives.

Pour y arriver, établissons la *fig*. 4 suivant la théorie précédente, en subdivisant en 10 marches, par exemple, notre courbe en escalier, qui n'est pas représentée sur la *fig*. 4 ; puis en remplaçant la courbe en escalier par la courbe moyenne coupant les marches en deux, nous obtenons une courbe mnIo pour l'oscillation de chute (aller) et une courbe O'I'pq pour l'oscillation de retour.

Voici quelques remarques sur ces deux courbes.

A l'aller (chute du poids), le point m commence un peu plus bas que m_0 (*fig*. 4), car m est un peu plus bas que p' (*fig*. 3) ; le point n est un point d'inflexion qui doit se trouver sur la ligne BC_1. Puis la courbe continue suivant nIo et s'arrête en un point O tel que les deux surfaces ombrées soient égales.

Au retour (ascension du poids), l'oscillation s'arrêtera pour un point q (*fig*. 4) tel que les surfaces curvilignes I'O''O'I' et I'pqq_0I' soient égales.

Comme on le voit, l'amplitude des oscillations a une légère tendance à la convergence.

Avec une courbe de dénivellations un peu différentes, on arriverait à la répétition exacte des oscillations.

Ainsi le tracé graphique nous montre que, avec la courbe réelle des dénivellations, la condition de convergence est environ :

$$(4) \qquad H < 4fa,$$

tandis qu'elle était $h < 2fa$, comme nous l'avons vu, avec la courbe des dénivellations rectangulaires.

Cette épure correspond à des rails de longueur moyenne de 10 à 15 mètres ; avec des rails très longs, le coefficient serait un peu plus grand que 4 ; avec des rails très courts, il serait un peu plus petit.

En répétant la même épure avec plusieurs origines comme le point m de la *fig.* 3, on peut voir que celle que nous avons choisie est la plus défavorable, ou celle qui donne les oscillations les plus grandes et les moins convergentes.

Dans la théorie des oscillations avec dénivellations rectangulaires, nous avions vu que A, ou amplitude totale des oscillations, était inférieur à $2h$; ici on voit que A est bien inférieur à la longueur 2H puisqu'il est à peine supérieur à la valeur H de la dénivellation totale H (*fig.* 4). Nous venons de faire l'application au cas de la courbe habituelle des dénivellations périodiques de la voie, la période étant exactement une longueur de rail ; nous avons vu que, pour les locomotives, la vitesse critique qui donne cette résonance se trouve comprise entre 100 et 120 kilomètres à l'heure, pour la flexion statique habituelle des ressorts des locomotives (voir le tableau du § 30 de notre mémoire du 1er semestre de 1906), pour des rails de 10 à 15 mètres environ.

Dans le cas des dénivellations affectant la forme de la *fig.* 2, le coefficient serait 3 environ au lieu de 4.

Telle est la théorie complète des oscillations d'un poids sur ressort reposant sur une roue qui circule sur une

voie ayant un profil quelconque, et son application à la courbe réelle.

L'application aux véhicules entiers a été exposée dans notre mémoire du deuxième semestre de 1905. Nous en reparlerons au paragraphe 8 suivant.

II. — Calcul des variations de charge des ressorts dans les oscillations dues aux dénivellations de la voie.

§ 4. **Préliminaires.** — Nos formules et épures donnent l'amplitude des oscillations dues aux dénivellations, cette amplitude étant considérée dans l'espace. Mais, ce qui nous est surtout utile, en vue de l'étude de la condition du déraillement (*), c'est la variation proportionnelle de compression des ressorts et la valeur des déplacements verticaux du poids par rapport à la roue, ce qui n'est pas du tout la même chose que l'amplitude des oscillations du poids dans l'espace. En d'autres termes, les oscillations de la bride des ressorts par rapport au châssis peuvent être très différentes des oscillations de la caisse dans l'espace ; cela se comprend à première vue, puisque les roues circulent sur une courbe verticale. Nous supposerons, comme toujours, que les dénivellations ne sont pas assez instantanées pour permettre un saut brusque ou le décollement des roues du rail, ce qui, fort heureusement, est le cas de la pratique, sauf dans des cas tout à fait exceptionnels.

§ 5. **Cas des dénivellations rectangulaires.** — Plaçons-nous d'abord dans le cas de la *fig.* 4, cas de la dénivellation à profil rectangulaire avec $h = 2fa$ exactement.

(*) Voir notre « Théorie des déraillements » (*Mémoire de la Soc. des Ing. civils* de mai 1909).

Tout d'abord voici une remarque sur le tracé de dynamique graphique de cette figure dont nous avons si souvent parlé.

Nous avons dit que la courbe des efforts, en fonction des déplacements était *bc* pour l'aller (chute du poids) et *da* pour le retour (montée du poids). Mais il y a, aux extrémités des courses du poids, une particularité qui prend un intérêt spécial dans la question qui nous occupe.

Nous avons vu que, quand la roue quitte le point Q (*fig.* 3), le point correspondant de la courbe d'aller (*fig.* 4) est *c* ; quand la roue repart en R (*fig.* 3), le point correspondant de la courbe de retour est *d* (*fig.* 4). Mais il y a une position intermédiaire, qui ne dure qu'un temps infiniment court, dont nous n'avons pas encore parlé, et qui, néanmoins, prend un grand intérêt à présent.

En effet, quand la roue a fait sa montée de Q en R (*fig.* 3), le frottement est positif; donc, *tout d'abord*, le point de la *fig.* 4 qui correspond au point P de la *fig.* 3 est non pas *d*, mais *c′*, puisque nous nous trouvons en haut de la dénivellation avec frottement positif ; puis, instantanément, le frottement change de sens et devient négatif, puisque le poids se met à présent à monter. Donc le tracé graphique comprend la ligne infiniment mince *cc′* avec retour *c′d*.

Il en est de même à l'autre extrémité de l'oscillation, c'est-à-dire au moment de la chute du poids de N en P (*fig.* 3) ; le tracé de retour est *da* et celui d'aller qui suivra est *bc* ; mais, dans l'intervalle le point correspondant au point P (*fig.* 3) est *a′* (*fig.* 4), situé dans la verticale de *a* et sur la ligne BC_2, parallèle à OA_2 ; il faut donc comprendre dans le tracé la ligne *aa′* avec retour en *a′b*.

Ces lignes infiniment minces ne donnent aucune surface, de sorte que l'observation que nous venons de faire ne

modifie en rien tout ce que nous avons dit sur la condition de convergence des oscillations et la mesure de l'amplitude totale; en effet tous nos raisonnements ont été basés sur des mesures de surfaces et les nouvelles lignes dont nous parlons n'introduisent aucune surface nouvelle. Mais, maintenant que nous recherchons la mesure de la variation des efforts exercés sur le poids, il faut en tenir compte.

Revenons à présent à la recherche de la variation maxima de compression du ressort en y comprenant les frottements.

Il est clair que la variation maxima de compression des ressorts, dans le cas des dénivellations rectangulaires, est égale à :

$$\frac{Pc''}{PO} \qquad (fig.\ 4)$$

PO est égal à P ; évaluons Pc''. Or Pc'' est égal à $I''c'$ ou à :

$$I''c + cc'.$$

Évaluons d'abord $I''c$; en considérant les triangles semblables $II''c$ et BI_1I, on a :

$$\frac{I''c}{II''} = \frac{II_1}{BI_1}.$$

Or BI_1 est, comme on le sait, sensiblement égal à la flexion statique a; on a donc :

$$\frac{I''c}{h} = \frac{P}{a},$$

ou :

$$I''c = P\,\frac{h}{a}.$$

Évaluons ensuite cc' ; il est égal à $I'b$ comme côtés opposés d'un parallélogramme ; de plus $I'b$ est égal à $I''c$, à cause des deux triangles rectangles égaux dont ils font

partie ; donc cc' est égal à $I''c$; on a donc :

$$I''c' = 2I''c = 2P\frac{h}{a}$$

ou :

$$\frac{I''c'}{P} = 2\frac{h}{a} \qquad (5)$$

que nous appelons D.

Pour l'autre extrémité de l'oscillation, le rapport D est un peu inférieur à $2\frac{h}{a}$, comme on peut le voir sur la *fig*. 4.

Nous arrivons donc à cette conclusion très importante, pour le cas des dénivellations rectangulaires :

La variation proportionnelle de charge des ressorts en plus ou en moins de la normale, en tenant compte des frottements, est au plus égale au double du rapport de la dénivellation périodique à la flexion statique.

Bien entendu, nous supposons toujours que la condition

$$h \leq 2fa,$$

est réalisée, comme dans la *fig*. 4. Si elle ne l'était pas, les oscillations seraient divergentes et le théorème qui précède ne s'appliquerait plus.

Cette recherche de la valeur de D a une grande importance, comme nous l'avons montré, puisque c'est le point de départ de notre « théorie des déraillements » précitée.

§ 6. **Cas des dénivellations réelles de la pratique.** — Mais nous allons voir que, fort heureusement, dans la pratique D est au plus égal non pas à $\frac{2h}{a}$, mais à $\frac{h}{a}$ seulement.

Pour le démontrer, nous allons simplement appliquer le raisonnement qui précède au cas de la dénivellation de profil quelconque des *fig*. 1 et 2 et des *fig*. 3 et 4 de la planche I. Considérons d'abord les *fig*. 1 et 2.

En reprenant le raisonnement du paragraphe précédent, on voit que l'ordonnée de l'effort maximum est non pas Fk, mais Fk', c'est-à-dire que l_0k se trouve remontée d'une marche. Mais, comme la subdivision en marche est arbitraire et qu'on peut la faire en marches aussi petites qu'on le veut, on voit qu'on peut supposer que k' coïncide avec k.

Donc ce point k', en réalité, n'a pas à intervenir du tout dans le cas d'une courbe continue ; l'ordonnée de l'effort maximum est donc simplement Fk.

Donc ici le rapport cherché D ou variation proportionnelle maxima de compression du ressort avec frottement est égale à :

$$\frac{Pk'}{PO}.$$

Dans le cas de la figure, il est un peu plus grand que $\frac{H}{a}$ qui est égal, comme on le voit, à :

$$\frac{OB}{OK'} \text{ (longueurs comptées sur l'axe des } x\text{)}.$$

Passons au cas réel de la pratique ou au cas des *fig.* 3 et 4 de la planche I.

Dans ce cas, on a :

$$D = \frac{O_1P}{PO} \text{ (comptées sur l'axe des } y\text{)}.$$

Or on voit que, sur cette figure, ce rapport est inférieur au rapport $\frac{H}{a}$, comme nous l'avons annoncé.

On a donc :

$$D < \frac{H}{a}. \tag{6}$$

On peut donc énoncer ainsi le théorème :

1° *Dans le cas des dénivellations rectangulaires et dans les cas les plus défavorables qui existent, le rapport* D *est au plus égal à* $\frac{2H}{a}$;

2° *Dans le cas de la courbe habituelle des dénivellations le rapport* D *est toujours inférieur à* $\frac{H}{a}$ (H étant la dénivellation périodique totale).

La première conclusion est absolument mathématique; la deuxième, au contraire, résulte de la courbe réelle des dénivellations de la voie; elle n'a donc pas un caractère absolu; en d'autres termes, le plus souvent D est bien inférieur à $\frac{h}{a}$, comme sur la *fig.* 4; il peut arriver qu'il soit très légèrement supérieur à $\frac{h}{a}$, avec une forme de courbe toute spéciale des dénivellations; mais D ne dépassera jamais $\frac{h}{a}$ que d'une valeur insignifiante, comme on peut le voir en faisant diverses épures; on peut donc affirmer que *pratiquement la variation proportionnelle de compression des ressorts, en comprenant les frottements, ne dépasse presque jamais le rapport de la dénivellation périodique à la flexion statique, quand la condition de convergence des oscillations* $H \leqq 4fa$ *est réalisée.*

Cependant, dans le cas où le frottement proportionnel est fort, on trouve qu'il est plus exact de dire que l'on a :

$$D < \frac{H}{a} + f. \qquad (6\ bis)$$

Ainsi nos tracés graphiques nous ont déjà donné la condition de convergence des oscillations, l'amplitude maxima d'oscillations dans l'espace, leur durée et le rapport maximum de la variation de compression des ressorts à la charge, y compris les frottements.

§ 7. **Oscillations de la caisse par rapport aux roues.** — Il y a un autre élément qu'il est intéressant de connaître, c'est le déplacement vertical de la caisse par rapport aux roues, en plus ou en moins de la position normale, qu'il ne faut pas confondre avec l'amplitude totale de l'oscillation dans l'espace déjà évaluée.

Cet élément est intéressant à calculer, parce qu'il est facile à déterminer expérimentalement en mesurant les déplacements de la bride des ressorts par rapport au poids suspendu ; il nous permettra alors de vérifier expérimentalement tout l'ensemble de nos théories, comme on le verra plus loin. Voici comment on peut le calculer :

Soient α et α' les déplacements du poids par rapport à la roue, en dessus ou en dessous de la position statique.

Dans le cas où le frottement du ressort est faible, par rapport au poids P, alors le déplacement cherché α est tel que :

$$\frac{\alpha}{a} = \mathrm{D} \qquad \text{ou} \qquad \alpha = a \times \mathrm{D},$$

a étant la flexion statique; cela résulte de ce que les flèches d'un ressort sont proportionnelles à ses efforts.

Si, au contraire, ces frottements sont notables, alors α peut s'évaluer par la formule :

$$\alpha = \alpha' < a(\mathrm{D} - f) \tag{7}$$

qu'on peut encore mettre sous la forme :

$$\mathrm{D} = \frac{\alpha}{a} + f, \tag{8}$$

c'est-à-dire, en langage ordinaire : quand on a déterminé expérimentalement α ou déplacement de la bride du ressort, à partir de la position statique, par rapport au châssis du véhicule, la valeur de D est égale au rapport de α à la flexion statique plus la valeur du frottement proportionnel du ressort.

Il est facile, ensuite, de comparer cette valeur de D, tirée des expériences, à la valeur de D que nous avons évaluée ci-dessus par la théorie; c'est ce que nous ferons plus loin, et cela nous donnera, nous le répétons, une importante vérification de nos théories.

On peut tirer de l'équation (7) la valeur de l'amplitude totale A′ de l'oscillation du poids par rapport aux roues; A′ est égal à $\alpha + \alpha'$ ou déplacements en dessus et en dessous de la position statique ; on a donc :

$$A' = \alpha + \alpha' < 2H. \tag{9}$$

§ 8. **Applications au cas des véhicules entiers.** — Les conclusions qui précèdent, relatives à un poids sur ressort, s'appliquent au cas des véhicules, dans les conditions étudiées dans notre mémoire du deuxième semestre de 1905.

Nous attirons spécialement l'attention du lecteur sur le cas des joints discordants ou alternés; dans ce cas, on a vu (§ 8 de ce mémoire) qu'il faut, pour avoir l'amplitude des oscillations, multiplier par le coefficient :

$$N = \frac{m}{p} \times \frac{m^2}{m^2 - an}.$$

(m est le demi-écartement des ressorts d'un même essieu, p le demi-écartement des rails, n l'altitude du centre de gravité du poids suspendu au-dessus du centre d'oscillations, et a la flexion statique des ressorts.)

Comme nous l'avons dit, ce coefficient s'applique au cas des joints alternés, chaque joint étant en face du milieu du rail opposé. Nous avons vu également que ce coefficient s'applique au cas des joints concordants avec dénivellations dissymétriques, c'est-à-dire quand la voie est plus affaissée aux joints sur un rail que sur l'autre; cela se produit sur le rail de gauche, comme nous l'avons vu dans les lignes à double voie fatiguées.

Cette extension de la théorie des oscillations d'un poids sur ressort unique au cas des véhicules entiers, dans le cas qui précède, n'est absolument rigoureuse que si les dénivellations dissymétriques sont telles que, pour un même essieu, la roue d'un côté monte autant que descend l'autre roue comme dans la *fig.* 2. Dans le cas de la *fig.* 1, l'extension en question donne des résultats plus défavorables que la réalité.

Nous avons déjà donné dans notre mémoire sur « les dénivellations de la voie » (3e partie, § 21 à 28) des applications de la formule :

$$h < 2fa$$

combinée avec la formule du frottement des ressorts ou :

$$f = 2\varphi(n - 1)\frac{c}{l}.$$

Dans ces applications, nous avons fait $\varphi = 0{,}40$ avec le coefficient 2 dans la formule :

$$h < 2fa.$$

Or le coefficient de frottement φ des lames les unes sur les autres atteint la valeur 0,80, à l'état statique, comme l'ont montré les expériences de MM. Herdner et Hallard, auxquelles nous avons assisté (*) ; cette forte valeur du coefficient de frottement tient à ce que les lames portent les unes sur les autres, surtout par leurs extrémités, et qu'il y a tendance au grippement ; on a même vu des ressorts tout à fait grippés. La réduction de moitié (0,40 au lieu de 0,80) est destinée à tenir compte des vibrations en marche. Mais il est possible que, quand les lames sont très polies, ou graissées artificiellement ou

(*) Voir « Note sur la détermination expérimentale du coefficient de frottement des lames de ressorts » (*Rev. gén. des Chem. de fer* de juin 1908).

par des projections d'huile, la valeur de φ tombe exceptionnellement un peu au-dessous de 0,40.

C'est pour cela que, ici, nous appliquons la formule $h < 4fa$ avec la valeur de $\varphi = 0{,}20$ au lieu de 0,40 dans la valeur de f ; cela revient absolument au même, comme résultat, qu'en employant la formule $h < 2fa$ avec $\varphi = 0{,}40$.

Nous n'avons donc absolument rien à modifier aux résultats de nos applications numériques des paragraphes 21 à 27 précités, ni au paragraphe 28 non plus, ni à aucun de nos mémoires.

Poussons plus loin nos applications à la pratique. En principe, nos formules s'appliquent au cas d'un véhicule à deux essieux, et h est la dénivellation périodique subie par chaque roue.

S'il s'agit d'une voiture à bogies, les mêmes formules s'appliquent, en assimilant chaque bogie à un seul essieu. Mais, naturellement, h n'a plus la même valeur, si deux essieux n'entrent pas en même temps dans le fond de la dénivellation ; il y a une réduction à faire subir à h qui devient $\frac{h}{2}$ environ, dans le cas où les deux essieux du bogie sont réunis par un balancier, ou si des appuis sphériques latéraux font office de balancier.

S'il s'agit, par exemple, d'une locomotive ayant à l'avant un bogie à appuis sphériques latéraux, et trois essieux moteurs réunis par des balanciers longitudinaux, on aura encore un véhicule assimilable à un véhicule à deux essieux ; mais alors il faudra prendre comme valeur de h, à l'avant, une valeur h' égale à la moitié de h et, à l'arrière, une valeur h'' égale à un tiers de h.

Nous ne donnons là que des indications ; s'il s'agit, par exemple, de dénivellations très longues où les bogies entrent tout entiers, il n'y a aucune réduction à faire à h ; on est alors placé dans le cas des véhicules à deux es-

sieux qui reste toujours le type auquel il faut se reporter.

S'il s'agissait d'une locomotive sans bogie ni balanciers, et à plusieurs essieux, on se trouverait dans le cas du paragraphe 2 (3e partie) de notre mémoire sur les « dénivellations de la voie ». Dans ce cas, il y a peu d'oscillations du poids suspendu, mais il peut y avoir de grandes variations de compression des ressorts, bien qu'elles ne dépassent jamais, naturellement, ce qu'elles seraient dans le cas de deux essieux.

Pour finir, imaginons un véhicule ayant un nombre infini d'essieux inégalement espacés; dans ce cas, il n'y aurait pas du tout d'oscillations de la caisse ; mais la variation proportionnelle de compression des ressorts serait égale à $\frac{h}{a}$ ou à $\frac{h}{a} + f$ tout comme dans les formules (6) et (6 *bis*) ci-dessus; c'est évident à première vue. Il est même assez curieux de remarquer que toute notre théorie des oscillations dues aux dénivellations sert à établir, avec des véhicules ordinaires, un résultat si facile à trouver dans le cas d'un véhicule ayant un nombre infini d'essieux.

Si l'on s'étonnait de cette similitude des résultats dans ces deux cas, nous ferions observer que le véhicule court tend, d'une part, à avoir des variations proportionnelles de compression des ressorts plus grandes que le véhicule infini, car le poids suspendu peut se trouver en haut d'une oscillation quand la dénivellation commence, mais que, d'autre part, le véhicule descend dans la dénivellation à mesure qu'elle s'accentue, ce qui produit l'effet contraire. Il ne faut pas oublier, du reste, que c'est là un résultat correspondant à la forme habituelle des dénivellations et que, avec les dénivellations rectangulaires, la variation proportionnelle en question est égale à $\frac{2h}{a}$ comme nous l'avons démontré § 5.

On voit, en résumé, que nos formules et tracés de dynamique graphique ont assez de souplesse pour se prêter à tous les genres de véhicules, locomotives, tenders, voitures et wagons.

III. — Résumé des formules relatives aux oscillations dues aux dénivellations, dans le cas des dénivellations réelles de la pratique.

Voici un bref résumé de toutes nos formules sur les oscillations dues aux dénivellations, avec les additions dues aux deux précédents chapitres.

§ 9. **Cas des joints concordants et des dénivellations pareilles sur les deux files de rails.** — Ce cas comprend des oscillations verticales parallèles et des oscillations de galop, comme nous l'avons vu.

Voici nos diverses formules; on trouvera la définition des notations au § 10.

a) *Condition de convergence des oscillations :*

$$h < 4fa.$$

(Voir § 3 ci-dessus.)

b) *Frottement proportionnel des ressorts à lames :*

$$f = 2\varphi(n-1)\frac{c}{l}$$

(avec $\varphi = 0,20$).

(Voir *les Dénivellations*, 1re partie, note finale.)

c) *Amplitude totale des oscillations de la caisse dans l'espace :*

$$A < 2h.$$

(Voir *les Dénivellations*, 1re partie, § 16.)

d) *Durée des oscillations doubles, aller et retour :*

$$2t = 2\pi\sqrt{\frac{a}{g}}.$$

(Voir *les Dénivellations*, 1re partie, § 1 et 18.)

e) *Surcharge ou décharge proportionnelle des ressorts subissant les plus grandes variations :*

$$D < \frac{h}{a}$$

ou, plus exactement :

$$D < \frac{h}{a} + f.$$

(Voir § 6 et 6 *bis* ci-dessus.)

f) *Amplitude totale des oscillations du poids suspendu par rapport au poids non suspendu* (mesuré au-dessus des ressorts ayant les plus grandes variations) :

$$A' < 2h.$$

(Voir § 7 ci-dessus.)

§ 10. Cas des joints alternés ou des denivellations dissymétriques. — g) *Condition de convergence des oscillations :*

$$h < 4fa\frac{p}{m}.$$

(Voir *les Dénivellations*, 2e partie, § 8 et le § 3 du présent mémoire.)

h) *Amplitude totale dans l'espace :*

$$A < 2h\frac{m}{p}\cdot\frac{m^2}{m^2 - an}.$$

(Voir *les Dénivellations*, 2e partie, § 8.)

i) *Durée des oscillations doubles :*

$$2t = 2\pi\frac{p}{m}\sqrt{\frac{a}{g}\cdot\frac{m^2}{m^2 - an}}.$$

(Voir *les Dénivellations*, 2e partie, § 9.)

Ici ρ est le rayon de giration de la caisse par rapport à l'axe d'oscillations ; il est lié à la valeur ρ_0 du rayon de giration par rapport au centre de gravité par la formule connue :

$$\rho^2 = \rho^2_0 + n^2.$$

j) *Amplitude des oscillations du poids suspendu par rapport du poids non suspendu :*

$$A' = A < 2\left[h\frac{m}{p}\cdot\frac{m^2}{m^2 - an}\right].$$

(Voir les §§7 et 8 ci-dessus.)

k) *Surcharge ou décharge proportionnelle des ressorts subissant les plus grandes variations :*

$$D < \frac{h}{a}\cdot\frac{m}{p}\cdot\frac{m^2}{m^2 - an}.$$

ou, plus exactement :

$$D < \left(\frac{h}{a} + f\right)\frac{m}{p}\cdot\frac{m^2}{m^2 - an}.$$

(Voir les §§ 7 et 8 ci-dessus.)

Les formules de la deuxième série s'appliquent, non seulement au cas des joints alternés, mais encore au cas des dénivellations dissymétriques quelconques ; comme nous l'avons dit, c'est le cas de la pratique dans les lignes à double voie très fatiguées, car les affaissements sont plus forts à gauche qu'à droite à cause du talus du ballast, comme l'a montré M. Coüard.

Nous ajouterons que les formules de la deuxième série doivent s'appliquer au cas des oscillations de galop de la première série, quand les essieux sont très rapprochés et que le centre de gravité est très élevé ; c'est le cas des voitures de banlieue à deux essieux à impériale et des tramways à deux essieux à impériale ; dans ce cas les valeurs de m et p des formules ci-dessus sont toutes deux égales au demi-écartement des deux essieux.

§ 11. **Notations des formules du chapitre.** — h, dénivellation périodique;

f, frottement proportionnel des ressorts;

a, flexion statique des ressorts;

φ, coefficient de frottement des lames des ressorts les unes sur les autres;

n, nombre de lames;

c, épaisseur des lames;

l, longueur de la maîtresse lame;

g, accélération de la pesanteur;

p, demi-écartement des rails;

m, demi-écartement des ressorts d'un même essieu;

n, altitude du centre de gravité du poids suspendu au-dessus du centre d'oscillations (ne pas confondre avec n, nombre de lames des ressorts);

ρ, rayon de giration du poids suspendu par rapport à l'axe d'oscillations.

Comme on le voit, toutes ces formules, qui résultent de théories un peu longues et abstraites, sont cependant d'un emploi extrêmement facile; elles sont homogènes et peuvent donc être appliquées avec des unités quelconques; néanmoins nous faisons toujours nos calculs en prenant comme unités le mètre, le kilogramme et la seconde.

IV. — Calcul des variations de charge des ressorts dans les changements brusques de profil et dans la pente du surhaussement a l'entrée en courbe et sortie.

§ 12. **Variation statique de charge des ressorts due à un changement de profil de la voie.** — Lorsque la voie comporte un changement brusque de profil, sans aucun rac-

cordement vertical, il en résulte d'abord une variation de charge des ressorts, même à l'état statique, si le véhicule est long et à essieux multiples sans balanciers ; d'autre part, il en résulte une oscillation verticale ; dans ce paragraphe nous allons étudier le premier de ces effets.

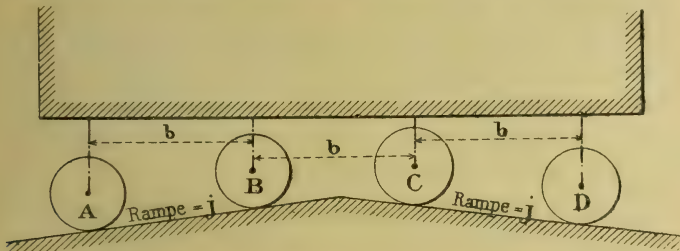


FIG. 7.

Prenons le cas simple (*fig.* 7) d'une locomotive à quatre essieux couplés également chargés, sans balanciers et également écartés à une distance b ; supposons que ce véhicule soit placé à l'état statique, moitié sur une pente et moitié sur une rampe, l'angle de leurs inclinaisons ayant une tangente égale à j.

Il est clair que, par symétrie, les ressorts des roues A et D sont comprimés d'une longueur $x = \frac{b}{2} j$ et les ressorts B et C sont détendus de la même longueur.

Il en résulte que la variation proportionnelle statique de répartition des charges est égale à :

$$\frac{x}{a} = \frac{\frac{b}{2} j}{a} = \frac{1}{2} \cdot \frac{b}{a} \cdot j.$$

Faisons une application numérique.

Supposons que $b = 2$ mètres, $j = 0{,}01$ et $a = 0{,}04$, on a :

$$\frac{x}{a} = \frac{1}{2} \cdot \frac{2}{0{,}04} \cdot 0{,}01 = 0{,}25.$$

Nous venons d'étudier un cas simple ; on peut étudier de la même façon les cas les plus complexes, avec essieux multiples, avec ou sans balanciers, etc. ; c'est un problème purement statique qu'on traitera par une méthode analogue à celle de M. Herdner, dans son étude bien connue sur les balanciers.

Cette variation proportionnelle de 25 p. 100 de la charge des ressorts est loin d'être négligeable ; c'est donc une perturbation qu'il faut envisager dans certains cas ; fort heureusement cet effet ne se produit pas, ou fort peu, pour les motifs suivants :

1° Les règlements administratifs, en France, prescrivent des paliers entre les grandes variations de pente ; mais il faut observer que le passage brusque d'une pente au palier et inversement produit le même effet, moitié moindre ;

2° On a recommandé, au Congrès international des chemins de fer de Paris (1900), de raccorder verticalement les pentes et rampes par des cercles verticaux de grands rayons, ce qui supprime à peu près complètement l'inconvénient en question ; on a recommandé le rayon de 2.000 mètres pour les petites vitesses et de 5.000 pour les grandes vitesses, pour ces raccordements verticaux (*Bulletin* de mars 1901) ;

3° Les balanciers longitudinaux permettent de supprimer ou d'atténuer cet inconvénient, dans les pays où les voies sont mal établies et où le matériel est exposé à rencontrer ce défaut à un degré inquiétant ; naturellement ce sont les balanciers situés aux extrémités de la locomotive qui agissent ici surtout ;

4° Enfin il y a un autre moyen que nous préconisons depuis longtemps et qui consiste à mettre des ressorts plus flexibles que d'habitude au bogie et à l'essieu d'arrière des locomotives; nos théories montrent nettement que cet excellent procédé est sans danger.

Le changement brusque de profil de la voie produit encore l'effet connu suivant :

Supposons qu'un véhicule soit placé au milieu d'un train et au point culminant d'une voie où une pente j succède à une rampe de même inclinaison. Si le véhicule pèse un poids P et si le reste du train pèse un poids KP, les composantes verticales du reste du train, sur les attelages du véhicule considéré, ont une somme égale à KPj.

Si par exemple $K = 20$ et $j = 0,01$, cette valeur est égale à $20 \times P \times 0,01 = 0,2P$; c'est une augmentation momentanée du poids P, qui n'est pas négligeable.

Il en est de même si une rampe succède brusquement à une pente de même inclinaison.

On a considéré que ce deuxième cas était plus grave que le premier ; en effet, ici les attelages sont comprimés, tandis qu'ils étaient tendus dans le premier cas ; la valeur de cette tension ou compression est égale de chaque côté à $\frac{KPj}{2}$; on s'est demandé si cette compression dans le deuxième cas ne pouvait pas *soulever* le véhicule, comme un noyau de cerise qu'on chasse en le pressant entre les doigts ; il faudrait, à notre avis, pour cela, des tampons bien mal établis.

C'est surtout dans les fortes rampes et les trains de marchandises que ces effets sont à considérer.

Mais, quoi qu'il en soit, tous ces effets justifient amplement les raccordements verticaux du profil de la voie qu'on emploie habituellement.

§ 13. **Oscillation verticale due au changement brusque du profil de la voie.** — Passons à l'étude de l'oscillation. Supposons qu'un véhicule très court, après avoir monté une rampe de pente $\operatorname{tg} \alpha = j$, entre subitement en palier ;

sa demi-force vive verticale est :

$$T = \frac{1}{2} \frac{P}{g} (v \cdot j)^2$$

(P, poids total du véhicule, et v, sa vitesse).

Etudions l'oscillation verticale qui va en résulter; cherchons quelle est la diminution x de flexion des ressorts pendant la première oscillation.

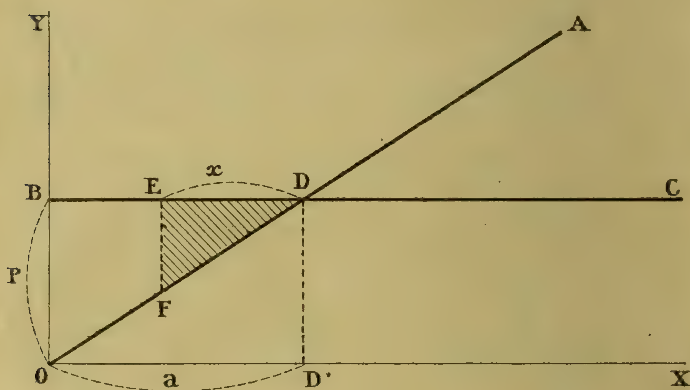


FIG. 8.

Prenons comme toujours, comme abscisses (*fig*. 8), les flexions des ressorts et comme ordonnées les efforts.

OA est la courbe de flexion des ressorts, OB est le poids P du véhicule et OD′ $= a$ la flexion statique.

Cherchons quelle doit être la diminution de flexion $x =$ DE des ressorts pour que le travail produit par la différence entre le poids et l'effort des ressorts soit égal à T; ce travail, c'est la surface du triangle DEF; quelle est sa surface?

Elle est égale à :

$$\frac{ED \times EF}{2}.$$

Or ED, c'est x ; on a, en vertu des triangles semblables :

$$EF = OB \times \frac{x}{a} = \frac{Px}{a}.$$

La surface cherchée est donc égale à

$$\frac{1}{2} \times x \times \frac{Px}{a} = \frac{Px^2}{2a}.$$

On a donc :

$$T = \frac{1}{2} \frac{P}{g} v^2 j^2 = \frac{Px^2}{2a}$$

ou :

$$x^2 = \frac{a}{g} \cdot v^2 j^2$$

ou :

(10) $$x = vj \sqrt{\frac{a}{g}}.$$

Faisons une application numérique.

Supposons que $v = 30$ mètres par seconde (108 kilomètres à l'heure) et que j soit égal à 0,01 avec $a = 0,05$, on a :

$$x = 30 \times 0,01 \sqrt{\frac{0,05}{9,81}} = 0^m,02 \text{ environ},$$

ou 2/5 de la flexion statique dans le cas actuel.

Maintenant calculons la variation proportionnelle de compression des ressorts due à cet effet ; c'est :

(11) $$\frac{x}{a} = \frac{vj}{a} \sqrt{\frac{a}{g}} = \frac{vj}{\sqrt{ag}}.$$

Ainsi cette variation proportionnelle de compression des ressorts est inversement proportionnelle à la racine carrée de a, ce qui montre, ici encore, l'avantage de la grande flexibilité des ressorts.

Nous venons d'étudier le cas d'un palier succédant à

une rampe ; si une pente succède à une rampe, l'effet sur les ressorts est doublé.

De même que dans le paragraphe précédent, les composantes verticales du poids des deux parties du train, quand une pente succède brusquement à une rampe, ou inversement, donnent sur les attelages des efforts qui peuvent modifier un peu l'oscillation que nous venons d'étudier.

§ 14. **Variation statique de charge des ressorts due à la pente du surhaussement.** — Comme on le sait, le surhaussement du rail extérieur en courbe se gagne par une pente douce ; dans certains cas, l'on préfère gagner seulement une partie du surhaussement avant l'entrée en courbe et le reste après ; dans d'autres cas, on gagne tout le surhaussement avant l'entrée ; de même à la sortie de courbe.

On gagne le surhaussement soit sur un rail seulement, soit en faisant monter un rail et descendre l'autre.

On voit de suite que, sur cette pente, la machine se trouve placée sur une surface gauche, qui donne lieu naturellement à une variation de compression des ressorts, pour les essieux extrêmes surtout, et cela d'autant plus que la pente du raccordement est plus forte et que la locomotive est plus longue ; c'est donc une question qui prend une grande importance, maintenant qu'on est obligé de construire des machines longues.

A première vue, le problème est complexe, à l'état purement statique d'abord, et surtout à l'état dynamique, car l'entrée dans une telle surface gauche donne naturellement lieu à une oscillation où tous les ressorts sont affectés différemment.

En effet, il y a trois perturbations qui se superposent :

1° Il y a le gauchissement proprement dit ou la montée d'un rail par rapport à l'autre rail produisant un gauchis-

sement purement statique de la base d'appui des roues ;

2° Il y a le surhaussement considéré en lui-même qui va en augmentant et qui tend à pencher le poids suspendu du côté opposé au rail surhaussé, en donnant une oscillation de roulis ;

3° Il y a la montée du poids suspendu total, si l'on adopte celle des solutions ci-dessus, qui consiste à faire monter un rail en laissant l'autre horizontal.

Laissons de côté le deuxième effet ci-dessus ; nous l'étudierons dans le paragraphe suivant.

D'autre part, le troisième effet n'est autre que celui du paragraphe 9 ci-dessus, dans des conditions où il est négligeable, car les pentes du raccordement du surhaussement sont très faibles, en pratique.

Finalement il n'y a ici qu'à étudier la perturbation *de gauchissement* toute seule et cela simplifie singulièrement le problème, comme on va le voir.

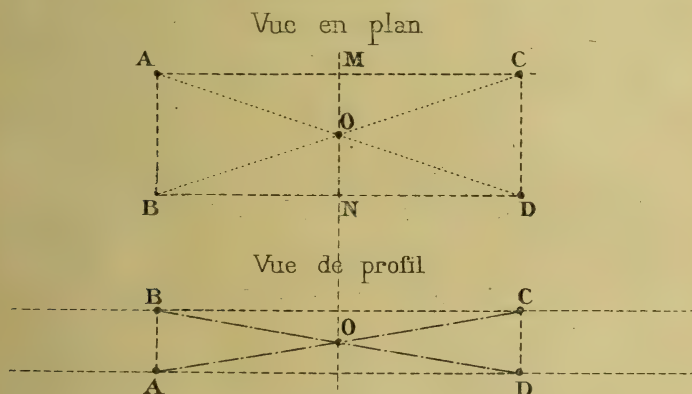


Fig. 9.

Considérons une locomotive en plan (*fig.* 9) dont ABCD sont les points de contact des roues des essieux extrêmes sur les rails ; supposons que cette locomotive n'ait aucun balancier ni bogie à pivot sphérique. Admettons que cette

locomotive repose d'abord sur une voie de niveau sans surhaussement, c'est-à-dire que ABCD soit dans un même plan horizontal.

Maintenant gauchissons la surface ABCD, en laissant fixe le centre O ; les lignes AOD et BOC resteront droites; la ligne AC sera une ligne ascendante, de A en C, par exemple, et la ligne BD descendra d'autant.

Soit i la tangente de l'angle d'inclinaison de la ligne AC par rapport à la ligne BD.

Les lignes AC et BD ont donc des inclinaisons inverses par rapport à l'horizontale, dont la tangente est $\frac{i}{2}$.

Maintenant imaginons que le véhicule passe *brusquement* de la position ABCD plane à la position ABCD gauchie : l'inertie du poids suspendu s'oppose à la mise en mouvement instantanée de l'oscillation de gauchissement Calculons la variation de compression des ressorts en ABCD *avant* que cette oscillation n'ait commencé. Observons que, dans la position gauchie, les points O, M, N restent fixes ; dans cette position l'inclinaison de la ligne AC est égale à $\frac{i}{2}$, en montant de A en C, et l'inclinaison de la ligne BD est égale à $\frac{i}{2}$, en descendant de B en D.

Nous supposerons donc que la caisse reste un instant horizontale après le gauchissement produit, et c'est à ce moment précis que nous voulons calculer les variations proportionnelles de charge des ressorts en ABCD.

Admettons d'abord que les ressorts soient situés juste au-dessus des roues, en ABCD ; appelons b l'écartement AC des essieux extrêmes; supposons, je le répète, que la locomotive n'ait pas de balanciers longitudinaux ou transversaux et pas de bogie à pivot sphérique. Appelons a la flexion statique des ressorts extrêmes considérés, et supposons le véhicule symétrique par rapport à ses deux plans médiaux verticaux.

Dans ces conditions, la variation proportionnelle de charge des ressorts en A est une diminution proportionnelle; la bride du ressort, en A, est descendue de la valeur :

$$\mathrm{AM}\frac{i}{2}=\frac{b}{2}\cdot\frac{i}{2}=\frac{bi}{4}.$$

Donc la diminution proportionnelle en A est égale à :

$$\frac{1}{2}\times\frac{b}{a}\times i \text{ (}a\text{ est la flexion statique).}$$

En C il y a une augmentation proportionnelle pareille.

En B et D il y a des augmentations et diminutions proportionnelles pareilles.

Les points B et C sont à un même niveau exhaussé et les points A et D sont à un même niveau abaissé d'autant; cette position gauchie est donc une position d'équilibre, car les moments, par rapport à O, des forces agissant en B et C puis en A et D restent égaux.

Les choses se passent ainsi, même avec des essieux multiples si la machine est symétrique, en long par rapport à son centre, ce qui est très près de la réalité.

On voit donc que la variation proportionnelle de charge cherchée, en plus ou en moins, des quatre ressorts est égale à :

$$\frac{1}{4}\cdot\frac{b}{a}\cdot i.$$

Maintenant, les ressorts ne sont jamais juste au-dessus des roues; si m est le demi-écartement des ressorts d'un même essieu et p le demi-écartement des rails ou $0^m,75$, en appelant E la variation proportionnelle cherchée de charge des ressorts, on aura :

$$\mathrm{E}=\frac{1}{4}\cdot\frac{b}{a}\cdot i\cdot\frac{m}{p}. \quad (12)$$

Il y a divers moyens de réduire E ; ce sont les suivants :

1° *Réduction de i.* — On réduit très souvent la valeur de i en ne rattrapant que la moitié du surhaussement avant l'entrée en courbe et l'autre moitié après ; c'est fâcheux au point de vue de l'oscillation de roulis d'entrée en courbe que nous avons étudiée (voir « les oscillations à l'entrée en courbe et à la sortie »), mais c'est excellent au point de vue qui nous occupe ici, dans le cas des lignes à petit rayon et à faible vitesse.

2° *Augmentation de a.* — On peut réduire E en augmentant a ou flexion statique des ressorts extrêmes ; c'est un excellent moyen que nous recommandons.

Les Anglais emploient à cet effet des ressorts à spirale qui sont très flexibles et peu encombrants.

3° *Réduction de b.* — On peut réduire E en diminuant b ; on peut pour cela employer *les balanciers longitudinaux* pour relier les ressorts, sans aller cependant jusqu'à la conjugaison complète, bien entendu ; à ce point de vue, on remarquera que ce sont les essieux extrêmes qui importent seuls. Alors b se trouve réduit, car on doit prendre alors pour b la distance du centre du bogie au centre d'action du système d'essieux arrière réunis par des balanciers ; ce centre d'action a été déterminé par M. Herdner dans ses travaux précités.

Si, par exemple, la machine se compose d'un bogie et de trois essieux moteurs réunis par des balanciers, la valeur de b est égale à la distance du centre du bogie au deuxième essieu moteur, si les trois essieux moteurs sont également chargés et également distants.

4° *Autres moyens pour réduire* E. — On peut réduire E par l'emploi des balanciers transversaux aux essieux extrêmes ; alors en se reportant à la *fig.* 9, on voit que ces balanciers ramènent les brides des ressorts extrêmes à leur position normale ; c'est comme si les essieux

extrêmes étaient supprimés, à ce point de vue ; alors ce sont les autres essieux qui sont à considérer ; la valeur de b doit alors être considérée, abstraction faite de ces essieux extrêmes. De même pour les bogies à pivot sphérique.

Il faut remarquer que les divers moyens de réduire b donnent à la machine une certaine instabilité dont nous avons tenu compte dans nos divers mémoires. L'instabilité en long n'est jamais bien à craindre, mais l'instabilité en travers, due aux courbes, est à considérer sérieusement. Nous avons traité cette question dans d'autres mémoires.

Maintenant voici quelles sont les valeurs de i qu'on est bien obligé de se donner, quand le tracé comporte deux courbes successives de sens inverse :

1° *Cas des lignes à grands rayons de plus de* 500 *mètres.* — Ces lignes n'ont presque jamais plus de 100 millimètres de surhaussement en pleine courbe ; d'autre part, elles ont, réglementairement, en France, au moins 100 mètres d'alignement droit intermédiaire entre deux courbes inverses ; sur ces 100 mètres, il y a 50 mètres de pente de surhaussement perdu et 50 mètres de surhaussement inverse gagné ; le surhaussement de 100 millimètres est donc rattrapé en 50 mètres, ce qui fait 2 0/00 de pente ou

$$i = 0{,}002.$$

En réalité, dans les 10 premiers mètres, i est inférieur à ce chiffre, à cause du raccordement de la pente du surhaussement ; il est un peu supérieur dans les 30 mètres suivants et un peu inférieur dans les 10 derniers mètres.

2° *Cas des lignes à rayon de* 250 *à* 500 *mètres.* — Elles ont, réglementairement, le même alignement droit de 100 mètres, mais le surhaussement y atteint souvent

150 millimètres ; on a donc, dans ce cas

$$i = 0,003.$$

3° *Cas des lignes de* 200 *à* 250 *mètres.* — Elles ont 50 mètres d'alignement droit et 150 millimètres de surhaussement ; on a alors :

$$i = 0,006.$$

4° *Cas des lignes de* 150 *à* 200 *mètres.* — Elles ont 30 mètres d'alignement droit et parfois 200 millimètres de surhaussement, cela porte à $\frac{200}{15.000} = 0,013$ la pente, ou :

$$i = 0,013.$$

Maintenant, si l'on ne rattrape que la moitié du surhaussement avant l'entrée en courbe, on aura, suivant les cas :

1er cas : $i = 0,001$;
2e cas : $i = 0,0015$;
3e cas : $i = 0,003$;
4e cas : $i = 0,007$.

Nous ne recommandons pas cette manière de faire pour les grands rayons et les très grandes vitesses, car elle augmente l'oscillation de roulis d'entrée en courbe ; il y a intérêt à entrer en courbe avec le plus grand surhaussement possible, pour les grandes vitesses, comme nous l'avons montré ; mais le procédé est très recommandable pour les petits rayons et les petites vitesses, de manière à ne jamais dépasser $i = 0,005$, et cela à cause de la perturbation de gauchissement ci-dessus.

Cela posé, voici quelques applications numériques de la formule (12) ci-dessus.

Considérons une locomotive sans balanciers et sans bogies ayant une valeur de b égale à 6 mètres ; on a alors

avec $i = 0,005$ et avec une valeur de $a = 0,03$ pour la flexion statique des ressorts :

$$E = \frac{1}{4} \times \frac{6^{m},00}{0,03} \times 0,005 \times \frac{0,60}{0,75} = 0,20.$$

Si $a = 0,06$, on a :

$$E = 0,10.$$

Ces chiffres supposent, nous le répétons, que i est égal à 0,005, ce qui force à ne donner que la moitié du surhaussement avant l'entrée en courbe, pour les très petits rayons de courbe de 150 à 200 mètres. Il s'agit ici d'une locomotive ayant 6 mètres d'empattement ; il y a des Pacific plus longues, ce qui aggrave cet effet ; on voit donc qu'avec les machines modernes très longues il est important d'en tenir compte.

Pour les lignes à grands rayons et à grande vitesse, on doit rattraper tout le surhaussement avant l'entrée en courbe ; on a alors, comme nous l'avons dit ci-dessus :

$$i = 0,002 ;$$

alors on a, en appliquant la formule, avec la même locomotive :

$$E = 0,08 \quad \text{avec} \quad a = 0,03$$
$$E = 0,04 \quad \text{avec} \quad a = 0,06$$

Nous avons parlé des balanciers. Nous n'ignorons pas qu'ils sont encombrants et pèsent un certain poids, qu'ils donnent des frottements et quelques légères perturbations dues à leur inertie ; d'autre part, si ces balanciers sont transversaux ou si l'on emploie des bogies à pivot sphérique, cela introduit une certaine instabilité de roulis en travers à la locomotive qui limite la vitesse maxima pouvant être atteinte, et que nous avons calculée dans notre mémoire intitulé « Limites de flexibilité des

ressorts » (*Ingénieurs civils*, 1910); mais cependant ces dispositions s'imposent parfois, surtout dans le cas des machines très longues, circulant sur des voies ayant des courbes de petits rayons, avec des forts surhaussements, de grandes valeurs de i et de grandes dénivellations. Dans ce cas, les vitesses sont restreintes, et il n'y a aucune instabilité à craindre pour la machine résultant de l'emploi modéré des balanciers et autres moyens indiqués ci-dessus. Ce cas se présente en Amérique; aussi l'emploi des balanciers est-il très répandu dans ce pays, tandis qu'en Angleterre, au contraire, il l'est très peu. Les ingénieurs de ces deux pays sont tous dans le vrai; ce sont les conditions des chemins de fer qui diffèrent, et voilà tout.

§ 15. **Oscillation de roulis due à l'entrée brusque dans la pente du surhaussement.** — Considérons un véhicule court entrant dans une partie de voie, en alignement droit, où la pente i du surhaussement succède brusquement au rail horizontal. Evaluons la $\frac{1}{2}$ force vive nécessaire pour donner au poids suspendu une oscillation de roulis de vitesse uniforme et correspondant à la pente i considérée du surhaussement. Cette oscillation de roulis se fait, comme toujours, autour d'un axe parallèle aux rails et passant par notre « centre d'oscillations ».

Supposons, par exemple, que l'on ait adopté la solution qui consiste à faire monter un rail et descendre l'autre; alors i est la pente d'un rail par rapport à l'autre, et $\pm \frac{i}{2}$ la pente des deux rails par rapport à l'horizontale. Soit $+ w$ la vitesse d'ascension d'une roue et $- w$ la vitesse de descente de l'autre roue du même essieu; on a :

$$w = v \times \frac{i}{2} \text{ (} v \text{ vitesse du train).}$$

Calculons la $\frac{1}{2}$ force vive de rotation de la caisse, on a :

$$w = \omega p \qquad \text{ou} \qquad \omega = \frac{w}{p}$$

(ω représentant la vitesse angulaire de rotation de la caisse suspendue autour de l'axe d'oscillation parallèle aux rails, et p le demi-écartement des rails).

La $\frac{1}{2}$ force vive cherchée de rotation de la caisse est :

$$U = \frac{I\omega^2}{2} = \frac{I}{2} \cdot \frac{w^2}{p^2}$$

(I, moment d'inertie de la caisse dans cette rotation par rapport à l'axe d'oscillation).

Remplaçons le moment d'inertie I par sa valeur :

$$I = \frac{P}{g} \rho^2;$$

ρ est le rayon de giration de la caisse par rapport à l'axe d'oscillation ; on sait qu'il est facile de le calculer en fonction du rayon de giration ρ_0 par rapport au centre de gravité par la formule :

$$\rho^2 = \rho_0{}^2 + n^2$$

(n étant la distance du centre de gravité du poids suspendu à l'axe d'oscillation).

Remplaçons donc I par sa valeur $P\rho^2$ dans la valeur de U, on a :

$$U = \frac{1}{2} \cdot \frac{P}{g} \cdot \rho^2 \cdot \frac{w^2}{p^2} = \frac{1}{2} \cdot \frac{P}{g} \cdot \frac{\rho^2}{p^2} \cdot v^2 \left(\frac{i}{2}\right)^2$$

$$(13) \qquad U = \frac{1}{8} \cdot \frac{P}{g} \cdot \frac{\rho^2}{p^2} \cdot v^2 \cdot i^2 = \frac{1}{2} \cdot \frac{P}{g} \cdot \frac{\rho^2}{p^2} \cdot v^2 \left(\frac{i}{2}\right)^2$$

Il est facile de constater l'analogie avec la formule qui donne la valeur de T dans le paragraphe précédent.

Supposons une application numérique.

Faisons $v = 30$ mètres ; $i = 0{,}003$; $\frac{\rho}{p} = 1$ environ et $P = 60.000$ kilogrammes, on a :

$$U = \frac{1}{8} \cdot \frac{60.000}{9{,}81} \times 1 \times (30)^2 \times (0{,}003)^2 = 6$$

ou 6 kilogrammètres environ.

Maintenant quelle va être la variation de compression des ressorts et quelle sera la variation proportionnelle de cette compression à la fin de cette oscillation de roulis?

Pour s'en rendre compte, il n'y a qu'à faire un raisonnement analogue à celui du paragraphe 13 ci-dessus, en remarquant qu'il y a de chaque côté, sur les ressorts, une charge $\frac{P}{2}$ et des ressorts faisant équilibre à cette charge.

Le travail absorbé par les ressorts, de chaque côté, sera donc :

$$\frac{P}{2} \times \frac{x^2}{2a},$$

et pour les deux côtés $\frac{Px^2}{2a}$, comme au § 13, x ayant la même signification.

On a donc :

$$U = \frac{1}{8} \cdot \frac{P}{g} \cdot \frac{\rho^2}{p^2} \cdot v^2 \cdot i^2 = \frac{Px^2}{2a}$$

ou

$$x^2 = \frac{1}{4} \cdot \frac{a}{g} \cdot \frac{\rho^2}{p^2} \cdot v^2 i^2$$

ou

$$(14) \qquad x = \frac{\rho}{p} \cdot v \cdot \frac{i}{2} \sqrt{\frac{a}{g}}.$$

Revenons à notre application numérique.

On a :

$$x = 1 \times 30 \times \frac{0{,}003}{2} \sqrt{\frac{0{,}05}{9{,}81}}.$$

$$x = 0{,}003 \text{ environ.}$$

C'est peu de chose eu égard à la flexion statique de 0,050.

Maintenant, comme au paragraphe 13, on peut calculer directement la variation proportionnelle de compression des ressorts dans cette oscillation ; on a :

$$(15) \qquad \frac{x}{a} = \frac{\rho}{p} \cdot v \cdot \frac{i}{2} \sqrt{\frac{1}{ag}} = \frac{\rho \cdot v \cdot i}{2p\sqrt{ag}}.$$

Nous remarquerons, comme au paragraphe 13, que $\frac{x}{a}$ est inversement proportionnel à a, ce qui montre que, ici encore, les ressorts très flexibles sont avantageux ; ils donnent, il est vrai, une oscillation d'amplitude plus grande que les ressorts peu flexibles ; mais cette oscillation, donnant moins de variation proportionnelle de compression de ressorts, est moins dangereuse, contrairement à ce qu'on pourrait croire à première vue.

On voit, par l'application numérique ci-dessus, que cette oscillation n'est pas grave, avec des pentes i modérées ; néanmoins il est de beaucoup préférable d'adopter des raccordements verticaux de cette pente, comme le fait M. Hallade, ainsi que nous l'avons dit plus haut.

Nous avons supposé le véhicule court ; s'il est long, le même effet se produit avec atténuation, car ses diverses parties y sont soumises successivement. Si la pente du dévers n'existe que sur une file de rails, alors on peut assimiler ce cas à celui que nous venons d'étudier, combiné avec une légère oscillation de variation de pente du profil de la voie, oscillation étudiée dans le paragraphe 13 ci-dessus.

§ 16. **Remarques diverses.** — Dans les paragraphes 9, 10, 11, 12, nous avons pris en considération la flexion statique a des ressorts sans tenir compte du frottement des lames.

Il est facile de substituer à a une valeur plus précise en tenant compte de ce frottement ; nous avons montré comment on le calcule ; on a alors des valeurs de a un peu différentes à la compression et à l'extension.

Mais il faut avoir soin de prendre ce frottement non à l'état statique, mais avec une forte réduction due aux vibrations, comme nous l'avons fait dans les cas où le frottement devait entrer en ligne de compte pour le calcul de l'amortissement des oscillations périodiques.

Dans les paragraphes 14 et 15, nous avons supposé que la pente du surhaussement était constante ; on tend à raccorder cette pente à ses deux extrémités.

M. Hallade, ingénieur de la voie de la Compagnie de l'Est, a fait dans la *Revue générale des chemins de fer* (avril 1908 et avril 1910) une savante théorie d'une nouvelle forme de courbe de raccordement combinée avec une courbe verticale de la pente du surhaussement, en forme de doucine, avec raccordements aux extrémités. M. Hallade arrive ainsi à supprimer les oscillations de roulis d'entrée en courbe et celle du paragraphe précédent. On peut même arriver, par le procédé de M. Hallade, à modifier fort heureusement le tracé d'une ligne où il existe des courbes se succédant en sens inverse sans alignement droit intermédiaire. M. Hallade remplace les deux cercles inverses à partir du point de tangence, par deux courbes calculées suivant ces méthodes et qui permettent d'éviter les oscillations que nous venons de citer.

On s'est déjà demandé si l'oscillation de roulis ci-dessus due à la pente du surhaussement n'est pas une chose favorable ; remarquons d'abord qu'elle est en sens inverse

de notre oscillation de roulis d'entrée en courbe ; maintenant distinguons trois cas :

1° S'il n'y a pas de courbe de raccordements, l'oscillation produite *avant* l'entrée en courbe est favorable ; elle diminue, en effet, un peu l'oscillation d'entrée en courbe ;

2° S'il n'y a pas de courbe de raccordement et que la pente du dévers continue après l'entrée en courbe, l'oscillation de la caisse à l'entrée en courbe est encore un peu arrêtée ; mais, d'autre part, les roues se dérobent alors sous les ressorts de côté intérieur de la courbe qui ont déjà une tendance à être trop déchargés ; c'est défavorable ;

3° S'il y a une courbe de raccordement avec raccordement vertical du surhaussement pendant toute cette courbe, il est à présumer que l'avantage ci-dessus compense à peu près l'inconvénient ci-dessus.

Mais, quoi qu'il en soit, il ne faut pas songer à voir dans l'emploi des pentes considérables du dévers un moyen de remplacer les courbes de raccordement en plan, système qui a été proposé à un moment donné.

V. — Double et multiple suspension.

Nous avons déjà dit quelques mots de la double suspension des véhicules (Voir notre mémoire du 1er semestre de 1906, § 6, et celui de septembre 1907, § 4).

Mais il est préférable d'étudier la question à fond au moyen de nos tracés graphiques habituels.

§ 17. **Cas des ressorts à spirale aux extrémités des ressorts à lames.** — Supposons qu'il s'agisse du cas très fréquent suivant : il y a des ressorts Timmis à spirale aux extrémités des ressorts à lames, et la caisse repose sur les châssis sans ressorts, sans bogies.

Plaçons-nous d'abord dans le cas de la voie à dénivellations rectangulaires. Traçons l'épure dans le cas où la condition $h = 2fa$ est exactement réalisée.

Fig. 10.

Représentons, comme toujours (*fig.* 10), la courbe des efforts sur l'ensemble des deux ressorts en fonction des déplacements verticaux du poids.

Soit OM, la courbe pour l'ensemble des deux ressorts Timmis à spirale, sans frottements.

Soient OA_1, la courbe de l'ensemble des ressorts (à spirale et à lames) avec frottement positif du ressort à lames, et OA_2 avec frottement négatif.

Si l'ensemble des ressorts ne faisait qu'un, le tracé de l'oscillation serait 1, 2, 3, 4, comme habituellement.

Mais revenons au cas qui nous occupe :

Ici rien n'est modifié pour le tracé 1, 2, puisque le frottement est et reste positif.

Au commencement de l'oscillation de retour, le point initial est en 2', comme nous l'avons montré (§ 5 ci-des-

sus) ; mais ici il y a une différence avec le cas du ressort à lames unique ; dans le ressort unique, nous avons montré (§ 5) que la courbe de retour débutait par une ligne verticale $2'3$. Ici, au contraire, il y a un instant très court pendant lequel les ressorts à spirale agissent seuls, avant que le frottement des ressorts à lames n'ait changé de sens. Pendant ce temps la courbe de l'oscillation de retour est $2'2''$, parallèle à la ligne OM des ressorts à spirale ; le tracé suit la ligne $2'2''$ jusqu'à son intersection en $2''$ avec la ligne OA_2 qui est la courbe générale avec frottements négatifs.

Puis la courbe de retour continue jusqu'en 4, mais l'oscillation de retour n'est pas encore terminée. On voit que rien n'est changé dans la première oscillation d'aller ; les deux surfaces ID4I et IE3I sont égales ; donc la longueur DE représente bien l'amplitude de l'oscillation.

Mais, au retour, on voit que la surface $IE2'2''I$ est plus grande que la surface ID4I ; donc l'oscillation de retour ne s'arrêtera pas en 4, mais bien en un point 4_1 tel que la surface ID_14_1I soit égale à la surface $IE2'2''I$.

Donc il y a *divergence* des oscillations dès la première oscillation, dans le cas actuel, c'est-à-dire en supposant $h = 2fa$.

Passons à la deuxième oscillation (aller).

Tout se passe comme ci-dessus ; on part d'un point $4'_1$, situé sur la ligne BC_1, puis on suit une droite $4'_14''_1$, parallèle à OM jusqu'à sa rencontre avec la ligne BC_1 ; enfin la courbe suit la ligne BC_1, jusqu'en un point 3_1, tel que la surface IE_13_1I soit égale à la surface $ID_14'_14''_1$.

Ici encore il y a divergence de l'oscillation. Les amplitudes, qui commencent par être égales à $2h_1$, vont toujours en augmentant.

Ainsi, quand il y a des ressorts à spirale au bout des lames et que $h = 2fa$, les oscillations sont nettement divergentes.

Mais, avec les mêmes ressorts définis par les lignes OM, OA_1 et OA_2 nous pourrions refaire l'épure pour $h = 1{,}50 \times fa$ au lieu de $h = 2fa$; alors on trouverait des oscillations convergentes.

On conçoit que plus les ressorts à spirale contribuent à donner une portion plus grande de la flexion statique totale, plus le coefficient qui doit remplacer 2 dans la formule $h < 2fa$ doit être faible ; il peut tomber au-dessous de 1.

Nous avons tracé un certain nombre d'épures de cette façon et nous en avons tiré les conclusions suivantes :

Si les résultats Timmis ont à eux deux la moitié de la flexion statique de l'ensemble, alors la condition $h < 2fa$ devient $h < fa$; de plus l'amplitude des oscillations est notablement supérieure à $2h$; elle est à peu près égale à $3h$.

En pratique, on leur donne un peu moins que la moitié, et le frottement des ressorts à lames seul suffit amplement à assurer la condition $h < fa$. Si on leur donnait une trop grande part de la flexion statique totale, on aurait des oscillations permanentes, non pas toujours divergentes, mais d'amplitude trop grande, ce qui donn un « pilonnement » désagréable.

La durée des oscillations est la même que dans le du ressort unique.

Les tracés donnent, comme ci-dessus, la valeur de la variation proportionnelle de compression des ressorts et l'amplitude des oscillations de la caisse par rapport aux roues.

On peut faire le même tracé dans le cas où les deux catégories de ressorts ont des frottements ; dans ce cas le point $2'$ monte un peu moins haut et le point $4'$ descend un peu moins bas.

Jusqu'à présent nous nous sommes placé dans le cas de la voie à dénivellations rectangulaires. On peut faire le

même tracé dans le cas de la voie à dénivellations de forme quelconque et notamment dans le cas de la forme habituelle des dénivellations ; on arriverait à des conclusions analogues ; mais alors la condition de convergence deviendrait à peu près $h < 2fa$ au lieu de $h < 4fa$ quand les ressorts Timmis ont la moitié de la flexion statique totale.

§ 18. **Triple suspension des voitures à bogies.** — Supposons maintenant qu'il s'agisse d'une voiture à bogie ayant une triple suspension se composant pour chaque bogie :

a) D'un groupe de ressorts à pincettes ;

b) D'un groupe de ressorts de suspension à lames ;

c) D'un groupe de ressorts Timmis à spirale.

Dans ce cas, nous grouperons ensemble les ressorts *a*) et *b*) en un seul groupe en totalisant leurs flexions statiques et en prenant la moyenne de leurs frottements proportionnels, d'ailleurs peu différents ; puis nous considérerons à part le groupe des ressorts Timmis ; on retombe alors sur le cas de la double suspension.

Du reste, en faisant des applications pratiques, pour les voitures à bogies, on voit que la condition de convergence des oscillations est réalisée avec une telle marge qu'il est inutile de la vérifier, à condition que les ressorts Timmis soient seuls à spirale et qu'ils ne donnent que le quart ou la moitié au plus de la flexion statique totale.

§ 19. **Cas des ressorts à spirale entre la caisse et le châssis.** — Nous rappellerons que si l'on a des ressorts à spirale entre la caisse et le châssis, dans les voitures sans bogies, il y a deux genres d'oscillations ; le châssis, de masse non négligeable, oscille par rapport aux roues sans oscillations divergentes, à cause du frottement des lames de ressorts ; puis la caisse oscille par rapport au châssis en donnant une sorte de pilonnement souvent permanent

et très peu agréable; cette dernière oscillation a une courte durée facile à calculer d'après la flexion statique de ces ressorts à spirale (Voir notre mémoire de septembre 1907, § 4.)

§ 20. **Remarques diverses.** — Nous avons vu (mémoire du 1er semestre de 1906, § 20) que les ressorts à spirale ne pèsent que $\frac{16}{40}$ du poids des ressorts à lames, à égalité de flexion statique et de travail par millimètre carré de l'acier.

On aurait donc grand avantage à les employer pour avoir moins de poids, de dépense et d'encombrement. Mais ils donnent parfois lieu à des oscillations divergentes, pas toujours cependant, car il se produit dans leurs guidages des coincements donnant des frottements.

Comme nous l'avons dit, il y aurait grand avantage à les employer avec des amortisseurs donnant des frottements artificiels.

Dans les doubles et triples suspensions, il ne faut pas négliger de donner à l'ensemble de la suspension l'élasticité latérale nécessaire, avec frottements si possible, comme nous l'avons souvent recommandé.

VI. — Comparaison avec les expériences.

§ 21. **Généralités.** — Depuis assez longtemps déjà, on se préoccupe de déterminer expérimentalement les variations proportionnelles de compression des ressorts d'avant des locomotives sans bogies pour voir si, à certains moments, il se produit une décharge assez forte pour faire craindre un déraillement. Dans ces expériences, on mesure les déplacements de la bride des ressorts par rapport au châssis suspendu de la locomotive, c'est-à-dire, en

somme, ce que nous avons appelé ci-dessus les oscillations de la caisse par rapport aux roues. Le plus souvent ces déplacements sont enregistrés sur une planchette fixe, à cause de la grande longueur qu'exigerait le déroulement d'une bande de papier; il en résulte que ce qu'on enregistre c'est la plus grande amplitude de l'oscillation dans la décharge et dans la surcharge de chaque ressort d'avant. Quelquefois, cependant, on a enregistré ces oscillations.

D'après le paragraphe 7 ci-dessus, il est facile de comparer les résultats de ces expériences avec ceux de nos formules, qui sont basées uniquement sur nos théories ; il en résultera une importante vérification de ces théories.

Voici comment on a mesuré, dans ces expériences, les valeurs δ_1 et δ_2 de la décharge et de la surcharge proportionnelle de compression du ressort.

Soit α_1 la course observée de la bride pour la décharge et α_2 pour la surcharge, et a la flexion statique du ressort, sans frottements.

On a :

$$\delta_1 = \frac{\alpha_1}{a} \qquad \text{et} \qquad \delta_2 = \frac{\alpha_2}{a}.$$

Mais cette méthode, qu'on a appliquée presque toujours, a le défaut de ne pas tenir compte du frottement des lames de ressorts. Avant de comparer les résultats de ces expériences avec ceux de nos théories, il faut donc rectifier ces résultats suivant la formule (8) ci-dessus, et l'on a :

$$D_1 = \frac{\alpha_1}{a} + f \text{ (pour la décharge)}$$

$$D_2 = \frac{\alpha_2}{a} + f \text{ (pour la surcharge)}$$

(f étant le frottement proportionnel des lames du ressort considéré).

La valeur de f se calculera par notre formule :

$$f = 2\varphi\,(n - 1)\,\frac{c}{l}.$$

Pour les ressorts en question, cette formule donne presque toujours $f = 0{,}08$ avec $\varphi = 0{,}40$ ou $f = 0{,}04$ avec $\varphi = 0{,}20$.

Nous prendrons la moyenne $f = 0{,}06$, qui correspond à des lames moyennement polies et un peu graissées par des projections d'huile.

Ces valeurs de D_1 et D_2 doivent être comparées avec les valeurs de D résultant de *toutes* les oscillations subies par la locomotive.

Au lieu de calculer f, il vaudrait mieux, dans de semblables expériences, le déterminer expérimentalement, comme l'ont fait MM. Herdner et Hallard dans leurs expériences précitées.

Nous avons dit ci-dessus que, dans les expériences que nous allons résumer, on a presque toujours omis de tenir compte du frottement des lames de ressorts en évaluant la valeur de δ_1 et δ_2 ; cependant, parmi toutes ces expériences, il y en a deux ou trois pour lesquelles nous nous sommes demandé si l'on en avait tenu compte sans le mentionner.

§ 22. **Historique des expériences.** — Voici quelles ont été les expériences en question (*). Toutes ces expériences

(*) Ces diverses expériences ont été exposées dans les ouvrages et mémoires suivants :

Die Stabilität des Gefüges der Eisenbangleise, von Fr. von Weber (Weimar, 1869). — *Note sur le renversement du rail dans les voies Vignole*, par M. Brière, ingénieur en chef de la Compagnie d'Orléans (*Revue générale des chemins de fer* d'avril 1883). — *Études sur la stabilité des voies de chemins de fer*, par Jules Michel, ingénieur en chef de P.-L.-M. (*Revue générale des chemins de fer* de mai 1885). — *Appareils enregistreurs des oscillations des ressorts de machines* (Note de la Compagnie de l'Ouest. *Revue générale des chemins de fer* de

ont été faites sur des machines sans bogies; on a toujours mesuré les décharges et les surcharges des ressorts d'avant.

1° Les plus anciennes sont dues à M. de Weber, directeur du chemin de fer du royaume de Saxe; elles ont duré quinze années; elles ont été faites principalement sur une locomotive à trois essieux. M. de Weber a constaté que la charge sur l'une des roues peut être presque doublée et qu'elle peut être aussi déchargée des 3/4 du poids qu'elle supporte à l'état de repos;

2° Nous citerons ensuite les expériences de M. Brière, ingénieur en chef à la Compagnie d'Orléans; elles ont été faites sur une machine à un essieu porteur et deux essieux moteurs, et sur une machine à essieu porteur, deux essieux moteurs et un essieu porteur;

3° M. Henry, ingénieur en chef du P.-L.-M., a fait faire 155 observations entre Paris et Lyon sur une machine express à quatre essieux (1 porteur, 2 moteurs, 1 porteur).

On a mesuré la décharge et la surcharge des ressorts d'avant dans chaque voyage;

4° La Compagnie de l'Ouest a exposé, en 1889, des appareils permettant d'*enregistrer* les déplacements de la

---

juillet 1889). — *Exposé* de MM. Bebelmans et Bruneel au Congrès international des chemins de fer de 1889 (*Bulletin* de juillet 1889 du Congrès). — *Essais des locomotives à grande vitesse de différents chemins de fer français et anglais faits en* 1889 *et* 1890 *entre Paris et Laroche* (Mémoire autographié de la Compagnie P.-L.-M. donné par M. Baudry, ingénieur en chef, à la Bibliothèque de la Société des ingénieurs civils). — *Exposé de la question des efforts des bandages sur les rails*, par V. Klemming, inspecteur du matériel de l'Etat suédois (*Bulletin* de mars 1892 du Congrès international des chemins de fer). — *Exposé de la question de la relation entre la voie et le matériel* par M. Ast, directeur de la construction de la voie du chemin de fer de Nord Empereur Ferdinand d'Autriche (*Bulletin* d'août 1892 du Congrès international des chemins de fer). — *Exposé de la question de la stabilité des essieux des locomotives*, par Ch. Dassesse, ingénieur principal des chemins de fer de l'Etat belge (*Bulletin* de mars 1900 du Congrès international des chemins de fer).

bride des ressorts d'avant par rapport au tablier de la machine, soit en fonction du temps, soit en fonction du chemin parcouru par la locomotive ;

5° Puis, en 1889 et 1890, M. Henry a dirigé de remarquables expériences qui ont servi à étudier l'allure des machines de différents réseaux sur une même ligne de la Compagnie P.-L.-M., entre Paris et Laroche.

Ce que ces expériences ont eu de particulièrement intéressant, c'est qu'elles ont été exécutées à des vitesses de 100 à 140 kilomètres à l'heure. On a mesuré les décharges et les surcharges des ressorts d'avant des diverses machines sans bogies. Pour pouvoir atteindre ces très grandes vitesses, les machines ne remorquaient aucun train.

Nous n'avons pas collaboré à ces expériences, ce qui nous met d'autant plus à l'aise pour en rappeler toute l'importance ;

6° Expériences de M. Klemming sur les chemins de fer de l'État suédois ;

7° Expériences de l'État belge ;

8° Expériences des chemins de fer du Sud de l'Autriche ;

9° Expériences du Nord-Ouest autrichien ;

10° Expériences de la Compagnie de l'Est.

§ 23. **Conclusions.** — Comme nous l'avons dit, dans toutes ces expériences, on a opéré sur des locomotives sans bogies et on a évalué le maximum de la décharge et le maximum de la surcharge proportionnelles des ressorts d'avant. Il sera intéressant de refaire les mêmes expériences sur des machines munies de bogies et nul doute que l'on trouve des résultats sensiblement plus rassurants.

En compulsant tous les résultats de ces nombreuses expériences, nous arrivons aux conclusions suivantes, qui nous sont toutes personnelles ; c'est, en effet, en nous

guidant d'après nos théories que nous avons pu dégager ces conclusions.

Nous avons choisi spécialement celles des expériences où l'on donne des renseignements complets et notamment la flexibilité des ressorts d'avant et leur charge statique, de manière à pouvoir calculer notre « flexion statique » ; de plus, nous n'avons pris en considération que les expériences en alignement droit ou en courbes de grands rayons, les courbes de petit rayon donnant lieu à de notables variations de compression des ressorts, que nous avons aussi étudiées, mais qui compliqueraient la question.

Cela posé, voici comment on peut dégager les conclusions de ces expériences.

1° Sur de très bonnes voies, la variation proportionnelle de charge des ressorts d'avant ne dépasse pas les chiffres suivants :

0,50 avec une flexion statique des ressorts de 30 millimètres environ ;

0,35 avec une flexion statique des ressorts de 45 millimètres environ.

Cette valeur descend plus bas encore quand a dépasse 45 millimètres.

Comparons avec les résultats de nos formules ; nous avons vu que, pour ces très bonnes voies, la dénivellation périodique H ne dépasse pas 10 millimètres ; on a donc, théoriquement,

$$D < \frac{H}{a} = \frac{10}{30} = 0,33 \qquad \text{avec} \qquad a = 30 \text{ millimètres}$$

$$D < \frac{H}{a} = \frac{10}{45} = 0,22 \qquad \text{avec} \qquad a = 45 \text{ millimètres}$$

On voit que les chiffres des expériences sont supérieurs de 50 p. 100 environ à ceux de notre théorie. Ce supplément de 50 p. 100 est dû à *toutes les autres* oscillations que les locomotives ont subies dans ces expériences, en même

temps que les oscillations dues aux dénivellations de la voie ; il faut citer, notamment, le soulèvement de l'avant de la locomotive par suite de la composante verticale sur les glissières de l'action de la vapeur sur les pistons, l'influence des oscillations de lacet, qui donnent lieu à des flexions de ressorts dans les chocs latéraux, etc...

Dans un mémoire ultérieur, nous étudierons en détail l'oscillation résultant de l'association de toutes les oscillations que nous avons étudiées dans nos théories, et qui correspondent à ce chiffre de 50 p. 100 ci-dessus.

2° Sur les lignes contenant des parties de voies très fatiguées, on est arrivé à des variations proportionnelles de charge des ressorts d'avant suivantes comme maxima :

0,89 avec une flexion statique de 24 millimètres ;

0,77 avec une flexion statique de 35 millimètres.

Dans ces conditions, nous savons que la dénivellation périodique H peut atteindre 20 millimètres environ ; on a donc, d'après nos formules, théoriquement :

$$D < \frac{H}{a} = \frac{20}{24} = 0{,}83 \qquad \text{avec} \qquad a = 24 \text{ millimètres}$$

$$D < \frac{H}{a} = \frac{20}{35} = 0{,}57 \qquad \text{avec} \qquad a = 35 \text{ millimètres}$$

Les chiffres des expériences sont, ici encore, légèrement supérieurs à ceux de notre théorie, à cause de toutes les autres oscillations associées à l'oscillation due aux dénivellations de la voie.

3° Enfin ce qui ressort nettement de ces expériences, c'est que la valeur de la décharge et de la surcharge maxima des ressorts ne *dépend pas de la vitesse ;* elle est moindre avec une très grande vitesse et une bonne voie qu'avec une faible vitesse et une voie fatiguée. C'est encore une vérification expérimentale de nos formules sur les dénivellations qui sont *indépendantes* de la vitesse, comme nous l'avons souvent fait observer.

Il y a théoriquement, comme nous l'avons dit, des « vitesses critiques », où se produisent les résonances les plus fortes ; mais au-dessus de ces vitesses, par exemple, les oscillations tendent à diminuer, ce qui permet de dire que, *dans l'ensemble*, les résultats sont indépendants de la vitesse, et les expériences le confirment.

Ces expériences confirment donc nettement les conclusions de nos théories sur les oscillations dues aux dénivellations, c'est-à-dire que la grande souplesse des ressorts d'avant diminue notablement la variation proportionnelle de charge de ces ressorts d'avant. Nous attirons l'attention du lecteur sur ce point, parce que nous désirons détruire un vieux préjugé très répandu : *c'est que la raideur des ressorts d'avant, en empêchant le mouvement de galop dû aux dénivellations, diminue par le fait même la variation proportionnelle de charge de ces ressorts.*

Nous le répétons, la grande souplesse de ces ressorts et des autres ressorts de suspension est essentiellement avantageuse, pour réduire les variations de charge des ressorts *dues aux dénivellations*. Il résulte même de nos théories que l'amplitude des oscillations dues aux dénivellations *est indépendante* de la flexion statique des ressorts de suspension, à part une légère restriction pour le cas des dénivellations dissymétriques ; par conséquent, la variation proportionnelle de compression des ressorts *est inversement proportionnelle* à cette flexion statique.

Au contraire, nous avons vu dans nos mémoires sur les oscillations en courbe, que l'amplitude des oscillations de roulis dues à l'entrée en courbe augmente avec la flexion statique des ressorts. Il en résulte que cette flexion statique doit avoir *une limite* que nous avons calculée dans nos mémoires sur « les oscillations à l'entrée en courbe » ; cette limite, ainsi calculée pour les locomotives, est de 100 millimètres environ, mais elle est

susceptible de varier suivant qu'il y a ou non des balanciers, des bogies à pivot sphérique, etc...

Dans les calculs qui précèdent, nous n'avons évalué que grossièrement, en bloc, l'influence des oscillations autres que celles qui sont dues aux dénivellations de la voie. Nous publierons ultérieurement un mémoire où nous calculerons les effets de l'association de toutes les oscillations subies par un véhicule sur une voie donnée en donnant des monographies de divers véhicules à ce point de vue.

§ 24. **Expériences diverses.** — Nous rappellerons que M. Rossignol, ingénieur en chef de la Compagnie du Nord, a fait une série de très intéressantes expériences d'une autre nature sur les oscillations du matériel, expériences d'où il a conclu que les oscillations *verticales* de la caisse sur ses ressorts étaient indépendantes de la vitesse ; c'est, comme nous l'avons fait observer, encore une vérification expérimentale importante de nos théories sur les oscillations dues aux dénivellations de la voie.

VII, § 25. — REMARQUES GÉNÉRALES.

Nous avons dit, à maintes reprises, que la « flexion statique » est la flexion prise par les ressorts, sous la charge statique, ou encore le produit de la flexibilité par tonne par la charge en tonnes, ou encore le produit de la flexibilité par kilogramme par la charge du ressort en kilogrammes ; nous rappelons, en effet, que nous parlons souvent de millimètres et de tonnes, dans le texte, mais que, dans toutes nos formules, nous nous servons toujours du mètre, du kilogramme et de la seconde comme unités.

Mais quelle valeur doit-on prendre pour la charge du

ressort? Est-ce la charge du véhicule plein ou du véhicule vide ?

La réponse est bien simple : il faut prendre chaque fois le cas le plus défavorable.

Donc, quand il s'agit d'oscillations dues aux dénivellations, il faut prendre la charge des ressorts pour le véhicule vide.

Quand il s'agit d'oscillations de roulis en courbe ou de l'oscillation de galop due au frein continu, il faut prendre la charge pour le véhicule en pleine charge.

C'est pour cela, nous le répétons, que certains véhicules qui perdent à vide une grande partie de leur poids total en charge sont très suspects pour les oscillations dues aux dénivellations, notamment les tenders et les fourgons, et les wagons non couverts ; en effet, si l'on donne, par exemple, 5 centimètres de flexion statique à leurs ressorts, en charge, ils n'en ont plus que 2,5 à 3, par exemple, à vide, et même moins ; alors, s'ils subissent une dénivellation de 2 centimètres, le déchargement proportionnel de leurs ressorts atteint 2/3, d'après les calculs du présent mémoire ; c'est trop.

Nous recommandons donc de mettre, dans les trains de grande vitesse, des tenders et des fourgons ayant des ressorts assez flexibles, contrairement à ce qui se fait quelquefois.

CONCLUSIONS.

Nos conclusions générales ce sont toutes les formules de nos neuf mémoires, qui, suivant nous, donnent les conditions à remplir pour assurer la stabilité du matériel, aux plus grandes vitesses, et réduire au minimum les chances de déraillement. Mais voici, en langage ordi-

naire, nos conclusions relatives au mémoire actuel, avec quelques autres qui s'y rapportent.

a) *Perfectionnement de la voie au point de vue des dénivellations.* — Depuis l'origine des chemins de fer, on a sans cesse perfectionné les voies, au point de vue des dénivellations, en améliorant l'assainissement du sous-sol, en choisissant un ballast bien approprié, en augmentant la section des rails, en rapprochant les traverses et en perfectionnant les joints. Mais de plus, dans ces dernières années, beaucoup d'administrations de chemins de fer sont arrivées à perfectionner les voies, au point de vue qui nous occupe, sans augmentation de dépenses, et voici comment.

Revenons à la *fig.* 1 ; lorsque les traverses sont toutes également espacées, la courbe des dénivellations en pleine charge est représentée par la ligne pointillée A′B′C′D′E′, qui a un point de rebroussement, dirigé vers le bas, au joint des rails ; nous supposons que les joints soient concordants et en porte-à-faux, comme cela se fait le plus souvent. Or on a remarqué que les choses se passent tout autrement quand on modifie de la façon suivante l'espacement des traverses, tout en conservant les joints concordants et en porte-à-faux.

Supposons que *e* soit l'écartement *moyen* des traverses ; que les deux traverses voisines du joint soient à une distance de beaucoup inférieure à *e* ; que les deux suivantes soient un peu plus espacées, mais à une distance encore bien inférieure à *e*, et ainsi de suite, et que les traverses au milieu des rails soient à une distance bien supérieure à *e*.

On a remarqué qu'en exagérant de plus en plus cette irrégularité d'espacement, on arrivait à créer aux joints un rebroussement dirigé vers le haut au lieu d'être dirigé vers le bas, et cela se conçoit.

Maintenant on comprend qu'en s'arrêtant convenable-

ment dans cette augmentation de l'irrégularité d'espacement, on puisse arriver à obtenir pour la ligne A'B'C'D'E' une ligne droite horizontale, ou tout au moins une ligne très légèrement ondulée et sensiblement horizontale ; c'est un très grand progrès réalisé sans frais.

S'il s'agit d'une voie Vignole, on augmente encore l'avantage en employant les joints concordants en porte-à-faux avec puissantes éclisses cornières reposant sur les deux traverses voisines du joint.

Pour la voie à double champignon, il est un peu moins facile de rapprocher beaucoup les deux traverses du joint, mais on peut le faire néanmoins en employant diverses solutions dans le détail desquelles nous n'avons pas à entrer ici ; l'essentiel c'est d'obtenir le rapprochement voulu. La question, déjà bien étudiée, gagnera à l'être encore en contrôlant les résultats par une mesure des dénivellations suivant la méthode de Coüard ou la méthode plus simple de MM. Flamache et Huberti, ingénieurs en chef de l'Etat belge (*).

Il serait intéressant de faire ces études avec diverses natures de ballast, parce qu'il est parfaitement possible que la loi la plus favorable de l'espacement des traverses varie suivant la nature de ce ballast.

Ces recherches prennent un intérêt capital maintenant que le poids du matériel augmente si rapidement d'année en année ; elles permettent de retarder un peu les époques fatales auxquelles les diverses administrations sont obligées d'augmenter la section des rails, de rapprocher les traverses et de consolider les joints de leurs voies.

Passons maintenant aux conclusions relatives au matériel.

b) *Condition de convergence ; amplitude des oscilla-*

(*) MM. Flamache et Huberti ont soumis au Congrès de Milan les résultats des remarquables expériences qu'ils ont faites depuis 1880, antérieurement à celles de Coüard.

tions et variation de compression des ressorts. — Nous avons vu que les oscillations ne vont pas en augmentant, en cas de dénivellation périodique h et de résonance, si le frottement des ressorts est assez grand pour que notre condition de convergence soit réalisée ; elle l'est en pratique, dans l'immense majorité des cas.

Maintenant distinguons deux cas :

1° En cas de dénivellations symétriques, sur les deux files de rails, l'amplitude dans l'espace des oscillations de la caisse suspendue, même en cas de résonance, ne dépasse pas la valeur $2h$, cette amplitude étant mesurée verticalement au-dessus des ressorts ayant la plus grande oscillation (h en plus et h en moins de la partie moyenne).

La variation proportionnelle de compression des ressorts ne dépasse pas $\pm \frac{2h}{a}$, avec la voie à dénivellations rectangulaires ; elle ne dépasse pas $\pm \left(\frac{h}{a} + f\right)$ environ, avec la forme des dénivellations qui se présentent en pratique.

2° En cas de dénivellations dissymétriques, sur les 2 files de rails, il se produit une oscillation de roulis ; l'amplitude de l'oscillation et la variation de compression des ressorts se calculent en fonction de la différence h' des dénivellations des deux côtés, par des formules analogues à celles des voies symétriques, mais avec un terme de correction où entre la flexion statique des ressorts et l'altitude du centre de gravité de la caisse au-dessus du centre d'oscillation dont nous avons fixé la position.

Mais, avec les données habituelles, ce terme de correction est peu important ; il en résulte que l'altitude du centre de gravité a peu d'importance dans l'oscillation de roulis due aux dénivellations ; il en a beaucoup plus, au contraire, dans les oscillations de roulis dues aux courbes.

Ces résultats sont indépendants de la vitesse du train, ce qui est très important.

Les résultats que nous venons d'énoncer sont tellement simples qu'on peut se demander si on ne pourrait pas les établir directement et très simplement ; il n'en est rien, car d'abord il s'agit de dénivellations *périodiques*, avec *résonance*, c'est-à-dire en supposant le synchronisme entre la durée de la période de dénivellation et la durée de l'oscillation naturelle de la caisse sur ses ressorts ; on conçoit alors que le problème soit difficile, mais de plus, dans le présent mémoire, nous avons supposé que la courbe verticale des dénivellations était quelconque, ce qui complique encore considérablement le problème.

En résumé, nous avons donné une longue théorie, sur un problème difficile, avec recherches facilitées par l'emploi fréquent de la dynamique graphique ; ces épures nous ont servi non pas à obtenir des résultats numériques, mais à obtenir des formules algébriques simples d'un emploi facile en pratique.

Nous attirons l'attention du lecteur sur cette manière spéciale d'employer la dynamique graphique, méthode qui peut servir dans des problèmes tout différents.

Finalement voilà les résultats très simples de nos études sur les oscillations dues aux dénivellations, résultats contrôlés par de nombreuses expériences.

On peut résumer autrement ces résultats, pour une dénivellation périodique donnée h :

1° L'amplitude de l'oscillation de la caisse dans l'espace et l'amplitude des oscillations de la caisse par rapport aux roues sont indépendantes de la flexion des ressorts ;

2° La variation proportionnelle de compression des ressorts est inversement proportionnelle à la flexion statique a.

Donc, au point de vue des dénivellations, on a avantage à donner à la flexion statique a une valeur aussi grande que possible, sans limite. Nous le répétons, il n'y a

qu'une petite restriction à faire pour le cas des oscillations de roulis dues aux dénivellations dissymétriques, et une autre, pour le cas des oscillations de galop des tramways à impériale ayant deux essieux très rapprochés.

Ces conclusions paraissent bien naturelles, à la suite de notre théorie ; il n'en est pas moins vrai qu'elles n'avaient jamais été soupçonnées auparavant ; on a même soin, très souvent, de donner une grande raideur aux ressorts d'avant des locomotives dans l'espoir de diminuer les oscillations et, par suite, les variations proportionnelles de compression des ressorts. Nous avons vu que c'est exactement le résultat contraire qu'on obtenait, et il s'agit là d'un point très important pour les déraillements. Cela montre, une fois de plus, l'utilité des théories pour formuler des lois générales qu'une pratique de plus de cinquante années et de nombreuses expériences n'avaient pas fait soupçonner.

La confusion tenait à l'ignorance de la condition de convergence des oscillations, point qui domine toute la question.

Nous rappelons qu'on donne, le plus souvent, à *a* les valeurs suivantes :

$0^m,05$ pour les locomotives, tenders fourgons en charge ;		
$0^m,10$ pour les voitures de 3e classe ;		
$0^m,20$	—	2e —
$0^m,25$	—	1re —
$0^m,30$	—	luxe.

Nous avons montré qu'il n'est guère prudent de descendre, *en aucun cas*, au-dessous de $0^m,05$; pour les bogies des machines, on peut descendre un peu au-dessous ; mais il est de beaucoup préférable, à notre avis, de ne pas descendre au-dessous de $0^m,05$, sauf pour les lignes ayant d'excellentes voies. Nous étudierons cela de plus près, du reste, quand nous publierons des monogra-

phies ou études complètes de diverses locomotives et de divers véhicules au point de vue de la stabilité, comme application de nos théories.

c) *Limite de la flexion statique à cause des courbes.* — Malheureusement, on ne peut pas donner aux ressorts autant de flexibilité qu'on voudrait, à cause des courbes. On comprend à première vue que l'oscillation de roulis due aux courbes a une amplitude proportionnelle à la flexion statique des ressorts. De plus, si le centre de gravité de la caisse est élevé, le poids même de cette caisse donne, par rapport à l'axe d'oscillation de roulis, un moment qui est d'autant plus grand que ce centre de gravité est plus élevé, et cela augmente encore le roulis. Nous avons étudié tout cela longuement et nous avons même démontré qu'il existe *une flexion statique dangereuse*, pour laquelle le véhicule est instable sur ses ressorts, comme une balance instable, et chavire pour la moindre force centrifuge.

Nous avons longuement traité toutes ces questions dans nos mémoires intitulés : *Les oscillations du matériel à l'entrée en courbe et à la sortie ; Les grandes vitesses des chemins de fer, les oscillations du matériel et la voie ; Limites de flexibilité des ressorts.* (Mémoires de la Société des ingénieurs civils, années 1905, 1906 et 1910.)

La détermination de la limite de flexibilité des ressorts des locomotives à centre de gravité élevé résulte de « l'étude complète » (§ 10) du premier de ces deux mémoires, du paragraphe 6 du deuxième mémoire et du dernier mémoire ci-dessus.

En appliquant à la pratique, on trouve qu'on ne doit pas dépasser pour a, la limite de $0^{m},10$, pour les locomotives à centre de gravité très élevé, en lui conservant la possibilité de circuler sans danger à l'entrée et à la sortie des courbes de 800 mètres, sans raccordement, à une vitesse de 120 kilomètres à l'heure.

d) *Calcul de la flexibilité des ressorts du matériel.* — Il résulte de tout ce qui précède, pour les locomotives modernes :

1° Que, à cause des dénivellations, la flexion statique des ressorts doit être au moins de $0^m,05$;

2° Que, à cause des courbes, elle doit être inférieure à $0^m,10$.

Elle doit donc être comprise entre $0^m,05$ et $0^m,10$; on se rapprochera de $0^m,05$, si la locomotive est courte ou longue avec balanciers en long ; on atteindra $0^m,075$ si la machine est longue et sans balanciers. Nous montrerons qu'en faisant usage des balanciers et des bogies, on peut parfois abaisser la valeur de a à $0^m,025$, sur de bonnes voies ; mais nous ne recommandons pas ce système, car la locomotive est toujours exposée à rencontrer accidentellement une mauvaise partie de voie où le bogie entre tout entier. Nous étudierons cela plus longuement dans nos monographies de machines et autres véhicules.

e) *Utilité de la théorie en vue de l'étude des déraillements.* — Notre théorie des oscillations dues aux dénivellations a aussi un autre but : elle sert à déterminer le maximum de déchargement des ressorts et, par suite, le minimum de pression P des roues sur les rails.

D'autre part, notre théorie des « oscillations à l'entrée en courbe », notre théorie des « oscillations de lacet » et celle des « oscillations dues au matériel lui-même » permettent de déterminer le maximum de la réaction latérale F des roues sur les rails.

On a vu, enfin, dans notre « Théorie des déraillements », que la condition du déraillement se calcule aisément en fonction du rapport $\frac{F}{P}$.

f) *Les formules de l'auteur ne sont basées que sur des théories.* — Toutes nos formules sont basées uniquement sur des théories et nullement empiriques ; des expériences

multiples exécutées depuis longtemps et encore récemment nous ont servi à en contrôler les résultats, comme nous l'avons montré dans tous nos mémoires; mais, nous le répétons, les formules ne sont basées que sur des théories, de sorte qu'on peut les appliquer au-dessus des limites de vitesse actuelles.

Du reste, les expériences de Berlin à Zossen, à 200 kilomètres à l'heure, nous ont fourni des vérifications importantes de nos formules à ces énormes vitesses.

Nos travaux sur les oscillations du matériel, la voie et les déraillements sont entièrement terminés ; comme on l'a vu, ils constituent une *théorie de la stabilité des véhicules de chemins de fer en pleine vitesse.*

Il ne nous reste plus qu'à publier un résumé des formules et des conclusions de tous nos mémoires, avec les applications pratiques de ces formules aux différents véhicules de chemins de fer. Ces applications constitueront les « monographies » dont nous avons parlé ci-dessus ; ce qui précède montre comment nous les établirons ; le lecteur peut déjà faire lui-même ces applications, toutes nos formules étant d'une extrême simplicité.

TABLE DES MATIÈRES.

BULLETIN.

LÉGISLATION ÉTRANGÈRE.

UNION SUD-AFRICAINE.

NOUVELLES TAXES MINIÈRES DE LA LOI DE 1910.

On sait que les quatre colonies anglaises du Sud de l'Afrique, le Cap, le Natal, l'Orange et le Transvaal, viennent d'être fusionnées en une seule colonie constituant l'Union sud-africaine, laquelle doit avoir, sous la même constitution, une seule et même législation générale, et notamment en matière de mines. Ce ne sera pas une petite affaire de transformer en un seul texte les quatre législations jusqu'ici appliquées sur ce sujet et qui ne laissent pas, sur certains points importants, d'être assez différentes; le problème sera d'autant plus ardu que la plupart de ces législations touchent à des intérêts considérables. Le Parlement de l'Union qui vient de se réunir à Capetown pour la première fois va s'atteler à cette tâche; et si difficile qu'elle apparaisse, on peut escompter la voir terminée promptement avec cet esprit de décision que les Anglais, quand ils le veulent et le jugent utile, apportent en ces matières; assez différents en cela de nos vieux pays de l'Europe continentale où tout remaniement un peu profond de la législation minérale n'aboutit généralement qu'au bout de périodes fort longues, si tant est même qu'il aboutisse : on peut se demander du reste si les modifications projetées méritent toujours de réussir.

En attendant la refonte de l'ensemble de la législation minérale, l'Union sud-africaine a inauguré son droit de législation générale en revisant immédiatement pour toute l'Union les taxes sur les mines. Tout pays en mal d'argent — et quel est aujourd'hui celui qui n'en souffre pas? — se retourne volontiers de ce côté; on y trouve facilement des ressources qui ne sont pas né-

gligeables, de perception relativement facile, et qui, n'atteignant directement qu'un petit nombre d'intéressés, semblent ne devoir pas soulever de réclamations trop gênantes. On oublie que, pour les produits minéraux les plus courants, ceux destinés plutôt à la consommation immédiate du pays, comme la houille, l'aggravation des impôts a toute chance de retomber sur le consommateur ; celui-ci ne voit pas toujours l'origine de la hausse qu'il subit ; de direct qu'il devrait être pour le producteur, l'impôt devient indirect et est payé par la généralité des consommateurs sans qu'ils paraissent s'en douter. L'impôt ne risque de rester à la charge de l'exploitant que pour les produits, comme les métaux, de concurrence vraiment internationale, et l'on peut craindre alors que sa répercussion n'arrête ou n'entrave le développement minier d'un pays en comprimant trop les mines pauvres.

La nouvelle loi de 1910 sur les taxes minières du Sud de l'Afrique (*Mining taxation act* 1910) frappe les bénéfices (*profits*) de toute exploitation minérale, quelle que soit la substance exploitée et le régime légal de son exploitation; les carrières aussi bien que les mines, dirions-nous dans notre vocabulaire de l'Europe continentale, y sont soumises.

La taxe varie toutefois suivant les substances d'après l'échelle suivante :

Elle est de 10 0/0 des bénéfices (*profits*) pour le diamant et l'or; pour toutes autres substances, le taux varie avec la proportion des bénéfices par rapport au produit brut (*gross revenue*) d'après l'échelle ci-dessous :

				p. 100	
Si le bénéfice est de moins de 5 p. 100 du produit brut, la taxe est de....................				2 1/2	du bénéfice
Pour un bénéfice de :					
5 à 10	p. 100 du produit brut,	la taxe	est de	3	—
10 à 15	—	—	—	3 1/2	—
15 à 20	—	—	—	4	—
20 à 30	—	—	—	5	—
30 à 40	—	—	—	6	—

et au-dessus de 40 p. 100 du produit brut, la taxe s'augmente de 0,1 p. 100 pour 1 p. 100 de produit brut en plus.

Sont exemptées de la taxe les mines dont les bénéfices ont été de moins de 25.000 francs dans l'année.

La perte d'une année peut se reporter sur l'année ou les années suivantes en réduction des bénéfices (§ 9, n° 3).

Les bénéfices (*profits*) taxés sont la différence entre le produit brut (*gross revenue*), qui comprend toutes les recettes provenant de l'exploitation et de la vente des produits tels que l'exploitation les livre au commerce, et les dépenses courantes, ou d'exploitation, y compris tous frais d'administration et de direction; ces dépenses étant augmentées d'un amortissement convenu pour tenir compte des frais ou capital de premier établissement.

A cet effet on détermine administrativement ce que la loi appelle « la vie de la mine »; et l'on admet en dépenses une annuité qui, au taux d'intérêt composé de 3 p. 100 par an, doit correspondre pour cette durée au total des dépenses effectives de premier établissement; cette annuité s'accroît, s'il y a lieu, sur les mêmes bases, avec les travaux complémentaires ayant le caractère de premier établissement; les calculs sont toujours revisables d'après les circonstances, à la demande de l'administration ou de l'assujetti.

La taxe annuelle a pour base une déclaration des recettes et des dépenses que l'assujetti doit transmettre au commissaire du Revenu intérieur (*Cummissionner for inland revenue*); celui-ci a tous pouvoirs de provoquer tous témoignages utiles, vérifier tous registres et comptabilités; il accepte la déclaration ou invite l'assujetti à la modifier sur les points qu'il lui indique ou, à défaut par celui-ci de le faire, il redresse d'office la déclaration; l'assujetti ayant le droit, dans le mois et après avoir payé la taxe à lui imposée, d'en appeler à un arbitrage qui est définitif.

La vie de la mine, ou la durée que doit avoir l'exploitation, qui est l'élément essentiel du calcul d'amortissement des dépenses de premier établissement, est déterminée par l'ingénieur des mines du gouvernement (*government mining engineer*), qui a tous pouvoirs à cet effet pour visiter ou faire visiter la mine, se faire représenter tous plans, rapports et registres. L'assujetti peut en appeler de la décision de l'ingénieur à un arbitrage.

La loi rappelle (§ 15), comme contre-partie des pouvoirs donnés à l'administration, que tous renseignements relatifs à cette taxation ont un caractère strictement confidentiel et ne peuvent être utilisés ou cités que pour l'application de l'impôt.

Des pénalités relativement rigoureuses achèvent d'assurer et de faciliter l'application de la loi. La taxe est due en principe dès qu'elle est arrêtée par la déclaration. Le retard dans le dépôt de la déclaration est passible d'une amende de 125 francs

par jour; le retard dans le paiement fait courir de plein droit des intérêts, qui se recouvrent avec et comme la taxe, sur le taux de 6 p. 100 par an (§ 9).

S'il y a eu erreur ou omission de l'assujetti, il doit, sur la différence, dans la même condition, des intérêts calculés à 12 p. 100 par an (§ 7). Toute erreur ou omission voulue peut entraîner un emprisonnement de douze mois (§ 17), et toute entrave mise aux vérifications du commissaire ou de l'ingénieur peut entraîner une amende de 1.250 francs (§ 19).

Ces nouvelles taxes sont substituées aux taxes analogues qui pouvaient exister en faveur de la couronne dans chacune des provinces ; mais elles laissent subsister les taxes fixes des législations spéciales à chaque province.

Ces dernières taxes, pour l'or notamment, sont formidables. Pour les *claims* aurifères, elles s'élèvent, je le rappelle, avec des modalités d'imposition les plus ingénieuses, à plusieurs centaines de francs par hectare. On avait estimé jadis que la mine d'or du Transvaal payait en impôts divers, en dehors de celui sur le produit net, jusqu'à 2 1/2 à 3 p. 100 du produit brut, et lorsque la mine n'est pas exploitée avec quelque activité les taxes fixes sont réellement prohibitives, ce que l'on a voulu d'ailleurs.

La loi, dont je viens de résumer les traits essentiels serait de nature à susciter plus d'une réflexion en ce qui concerne soit ses règles de fond, soit ses dispositions de procédure, ces dernières à la fois simples, rapides et de nature à assurer la saine application de la loi ; ces pratiques, il est vrai, demandent une mentalité et une organisation comme celles des pays anglo-saxons. Je me bornerai à retenir un seul point, plus spécialement intéressant, parce qu'il touche à une question dont on s'est, dans ces derniers temps, sous des formes diverses, préoccupé en plus d'un pays et notamment dans le nôtre avec la taxe complémentaire de 20 p. 100 du produit net du projet de loi sur les mines présenté par le gouvernement. Je veux parler du taux progressif de la taxe sud-africaine sur les substances minérales autres que l'or et l'argent.

Et tout d'abord je ne discuterai pas, faute d'éléments pour ce faire, si la taxe est progressive ou dégressive (*). A tout prendre,

(*) On me permettra, au point de vue de la distinction entre l'impôt progressif et l'impôt dégressif, de rappeler une observation capitale, judicieuse autant que féconde, de M. Paul Leroy-Beaulieu, qui permet de distinguer nettement et de différencier radicalement ces deux types.

L'impôt, dit-il, est dégressif lorsque les intéressés qui sont atteints

étant donnés les taux pratiqués ailleurs, elle reste relativement modérée avec l'exemption à la base des revenus annuels de moins de 25.000 francs et au sommet le taux asymptotique de 12 p. 100 pour l'exploitation, purement idéale, parce que irréalisable, où le produit net serait égal au produit brut. Ce que je veux signaler comme une innovation dans une loi positive, sinon dans les projets discutés par ailleurs avec d'autres modalités, c'est d'avoir pris comme base de la progressivité le rapport entre le produit net et le produit brut. L'idée est judicieuse. Sans doute ce rapport peut dépendre de l'habileté de la direction, mais il tient en outre et surtout aux avantages matériels respectifs d'une mine, d'un gîte, avantages matériels qui constituent, par la nature même des exploitations minérales, un monopole de fait que l'on conçoit par suite pouvoir être surimposé.

L. A.

---

par les plus hauts paliers forment encore une majorité de contribuables ; il est progressif lorsque ceux atteints par ces hauts paliers ne sont plus qu'une minorité ; et la progressivité s'accuse d'autant plus que cette minorité est plus faible.

Je n'ai pas besoin de signaler les conséquences multiples et diverses que l'on peut tirer de cette distinction savante et avertie.

LES MINERAIS STRATIFORMES

DE LA CHAINE HERCYNIENNE

Par M. L. DE LAUNAY, Ingénieur en chef des Mines.

PRÉAMBULE. — OBSERVATIONS GÉNÉRALES.

Depuis le premier jour où l'on a commencé à chercher l'origine des concentrations métallifères qui forment nos gisements divers, on a vu s'opposer l'une à l'autre deux théories extrêmes, plus ou moins adroitement combinées par les éclectiques : l'une où l'on faisait tout venir de la surface, avec remplissage *per descensum*, sécrétion latérale, dépôt sédimentaire, etc.; l'autre *per ascensum*, où l'on reportait l'origine directe de tous les métaux, comme celle des eaux thermales, du pétrole, du sel, etc., dans la profondeur. Pendant plus d'un siècle, les observations se sont patiemment accumulées, les travailleurs de tous les pays ont réuni leurs efforts, les moyens d'investigation les plus précis ont été utilisés, et il semble en définitive que, de tout ce labeur, les principales conclusions ressortent avec un caractère de certitude à peu près définitif. Bien des obscurités subsistent encore pourtant et, sur quelques points, on a, quand on repasse l'histoire de la science, l'impression décourageante que celle-ci tourne en rond, les mêmes théories adverses redevenant à la mode à tour de rôle après s'être légèrement grimées pour qu'on ne les reconnaisse pas au premier coup d'œil. Parmi les problèmes très difficiles et cependant d'un très

grand intérêt théorique et pratique, auxquels s'applique cette remarque, je citerai celui qui fait l'objet du présent mémoire, à savoir l'origine réelle des minerais à allure sédimentaire ; tout d'abord de ceux situés le long de la chaîne hercynienne qui vont être seuls étudiés ici en détail, mais aussi des minerais comparables représentés dans d'autres régions et dans des terrains d'un autre âge, à l'occasion desquels une difficulté du même genre se présente. Citons seulement, comme exemples particulièrement frappants et montrant tout l'intérêt de la question générale abordée dans ce mémoire sur un cas particulier, les minerais de cuivre du Mansfeld, du Thuringerwald et de Perm, le zinc et le plomb de Silésie, l'or du Transvaal, le fer de Lorraine, le manganèse du Caucase, etc. Sur chacun des cas particuliers qui peuvent rentrer dans ce problème général, on a écrit des volumes et les listes bibliographiques remplissent des pages entières. Les théories contraires ont été soutenues avec une égale vigueur par des savants également autorisés. Et néanmoins aucun d'eux n'a réussi à entraîner assez la conviction pour que son hypothèse ait eu au moins cette période de vie incontestée qui appartient aux hypothèses provisoires de la physique ou de la chimie. Si l'on résume l'état de la question en deux mots, les faits locaux sont aujourd'hui bien connus ; mais on paraît demeurer libre de les interpréter suivant sa tendance d'esprit, chacun à sa manière. Je ne saurais avoir l'espoir de substituer une solution définitive à tant de solutions contestées ; je ne l'essayerai même pas, et l'on pensera peut-être en voyant ce mémoire rester sans conclusion formelle, qu'il était dès lors inutile de le publier. Mais je voudrais du moins tenter la séparation délicate du connu et de l'inconnu, exposer aussi impartialement que possible le pour et le contre des explications proposées, en présenter à mon tour de nouvelles, montrer quelles sont, à mon avis, les causes principales des divergences persis-

tantes entre les géologues, indiquer enfin un moyen nouveau d'aborder le problème avec des chances d'arriver un jour, par un cheminement patient et méthodique, à le résoudre.

Rappelons d'abord brièvement de quoi il s'agit, et précisons les points sur lesquels, dans un ensemble extrêmement vaste, nous allons concentrer notre attention.

On sait qu'il existe, dans une foule de pays, aux niveaux géologiques les plus divers, et dans des terrains de toute nature, schistes, grès, conglomérats ou calcaires, des minerais de métaux variés présentant une allure interstratifiée. Les observations montrent aussitôt que, pour quelques-uns, pour beaucoup de ces gisements, l'origine est adventive, épigénétique et indépendante de l'étage sédimentaire où on les rencontre ; ce sont, sous une forme quelconque, des filons-couches. Pour d'autres, au contraire, tels que les alluvions aurifères de nos cours d'eau actuels, les nodules pyriteux de nos vases marines, les dépôts manganésifères des grandes profondeurs, ou, d'autre part, les minerais de fer ou de manganèse peu profonds des lacs et des marais, l'origine superficielle, la formation par voie sédimentaire, syngénétique, sont incontestables. Il s'agit, pour les cas intermédiaires qui sont les plus nombreux, de choisir entre les deux thèses, d'opter entre une formation, ou postérieure ou contemporaine, et d'expliquer cette formation. Naturellement la solution adoptée pourra varier suivant les cas, et il n'est aucunement nécessaire d'adopter la même hypothèse pour le Mansfeld, la Silésie, le Witwatersrand, la Lorraine, etc., qui présentent des différences si évidentes.

J'ai d'ailleurs déjà dit que, même pour l'universalité des filons, on a souvent soutenu l'origine superficielle par lessivage des roches encaissantes et incrustation de haut en bas : ce qui supprimerait complètement l'idée d'une venue profonde. Je crois l'inexactitude de cette interpré-

tation suffisamment démontrée, dans la généralité des cas, pour ne pas m'y arrêter. Néanmoins il ne faut pas oublier que, fausse sans doute dans l'ensemble, elle demeure probablement exacte dans un grand nombre de gîtes particuliers, parmi lesquels on peut citer divers filons de nickel, manganèse, fer, etc., en sorte qu'on n'a pas le droit de lui opposer une objection de principe. On a pu également se demander si tels ou tels gisements, à allure filonienne mais sans racine profonde, ne proviendraient pas par en haut d'une nappe de charriage disparue.

Par contre, nous devons examiner, et c'est la raison d'être de ce travail, si, dans les grands exemples cités plus haut, l'hypothèse simplement sédimentaire, la plus séduisante au premier abord, est exacte. Quand on reprend à ce propos rapidement l'histoire de la métallogénie, on sait comment Werner commença par expliquer les filons en supposant qu'une dissolution superficielle et susceptible de former des sédiments avait pénétré dans des fissures béantes. C'est le point de départ de toutes les théories de sécrétion latérale ou de concentration par voie descendante qui ont été émises dans la suite. Au contraire, Elie de Beaumont a été le promoteur des théories rattachant les gîtes métallifères aux roches ignées et interprétant leur formation par une origine profonde. Dans l'ordre d'idées de Werner, comme il est souvent possible, par l'analyse chimique, de trouver une trace d'un métal à peu près quelconque dans une roche à peu près quelconque, on a vu, plus tard, Sandberger et divers géologues américains attribuer l'origine de tous les filons métallifères à la diffusion première des métaux dans les roches, avec intervention d'eaux froides ou thermales, mais toujours d'origine superficielle ; pour Dieulafait, il ne faisait pas de doute que les schistes cuprifères du Mansfeld fussent dus aux simples traces de cuivre disséminées d'abord dans les roches formant le pourtour d'une lagune et concentrées

ensuite dans ses eaux à la façon du gypse ou du sel. Dans un ordre d'idées opposé, on a vu longtemps des géologues mettre en avant des phénomènes geysériens pour expliquer les sédiments les plus nets, invoquer à tous propos des éruptions sous-marines, supposer trop volontiers des sources thermales d'origine interne apportant de la profondeur du cuivre, du fer, ou même du sel, dans des bassins de sédimentation, épanchant ces mêmes produits à la surface, etc. (*). Chaque cas particulier a pu ainsi donner lieu à discussion et, me bornant à des exemples tout à fait typiques, dont quelques-uns seront laissés de côté ensuite, je noterai seulement que, pour les conglomérats aurifères du Witwatersrand, on a pu envisager tour à tour la formation antérieure, contemporaine ou postérieure de l'or ; que, pour les minerais de Lorraine, on a récemment admis une substitution postérieure ; que, pour les schistes cuprifères du Mansfeld, Poszepny, Beyschlag, Beck, etc., soutiennent l'intrusion postérieure, « épigénétique », du cuivre dans des sédiments antérieurs (**). Comment ces théories adverses peuvent se maintenir et garder ou retrouver des partisans en présence de faits d'observation de plus en plus nombreux qui devraient arrêter toute discussion, c'est ce que je voudrais d'abord examiner.

Exposé du problème. — La difficulté principale provient de ce qu'un gisement métallifère, comme une roche ou un

(*) Les deux mêmes tendances s'accusent quand il s'agit d'expliquer les sources thermales, le pétrole, quelquefois la houille elle-même.

(**) Telle est la conclusion adoptée par le célèbre géologue Poszepny dans un mémoire: *Ueber die Genesis der Erzlagerstätten*, présenté au Congrès de Chicago en 1893 et publié en 1895 dans la Revue des Académies de Leoben, Przibram et Schemnitz. Telle est également la théorie de M. Beck, de Freiberg, dans son *Traité des gîtes métallifères*, et celle de M. Beyschlag dans un travail récent sur le Mansfeld. Par contre, on sait que beaucoup d'excellents géologues, et récemment encore Klockmann, considèrent comme sédimentaire le gîte du Rammelsberg qui, pour moi, est intrusif. On voit à quel point les opinions sont divisées sur cette question controversée.

terrain quelconque, mais à un degré encore plus accentué, ne se présente pas à nous tel qu'il était au moment de sa formation première, mais tel que l'a produit depuis lors une évolution incessamment poursuivie et toujours agissante. Un gisement une fois formé a continué pour ainsi dire à vivre ; il a eu toute une histoire, dont chaque épisode a pu influer sur son état actuel ; il a changé de position relativement à la surface, tantôt remonté vers le jour, tantôt ramené en profondeur et soumis dès lors à des métasomatoses ou à des métamorphoses successives. Pour le comprendre, pour l'interpréter exactement, il faudrait avant tout connaître toute cette histoire, dont nous ignorons le plus souvent bien des points.

A première vue, on pourrait croire que l'examen local, stratigraphique, microscopique et chimique, nous met assez en mesure de reconstituer cette évolution en nous montrant, par exemple, quels minéraux sont dérivés les uns des autres, dans quel ordre ces minéraux se sont formés et, quand il existe des organismes, quel a été le rôle des minerais par rapport à ceux-ci. C'est évidemment par un tel examen qu'il faut commencer. Mais celui-ci ne saurait suffire ; et l'examen local, dont le microscope est l'agent essentiel, offre, si l'on n'est en garde contre lui, des dangers que je comparerais volontiers à ceux de l'analyse mathématique en physique et en mécanique. Le microscope, comme l'algèbre, ne nous rendent parfois dans ce cas, en le traduisant autrement, que ce que nous leur avons fourni ; et, suivant le point où l'échantillon prélevé a été recueilli, suivant les conditions particulières de son gisement propre, il peut nous donner des réponses tout à fait contradictoires. Cela tient aux « remises en mouvement », qui ont presque toujours plus ou moins déplacé un métal, apporté d'abord au voisinage de la surface par un phénomène plus ou moins ancien, qui ont pu, par exemple, comme on le constate sans cesse, redéposer

tel ou tel minerai un moment dissous sur les bois, les outils, les parois d'une ancienne mine et y englober les restes d'animaux actuels, si bien que le prélèvement d'un échantillon pris dans ces conditions aboutirait, par une conclusion en apparence très rigoureuse, à supposer le gisement tout entier formé presque de nos jours. On voit là en quelque sorte la preuve par l'absurde du danger auquel on s'expose en résolvant de tels problèmes uniquement d'après un examen local, si minutieux qu'il ait pu être; et c'est en même temps la première explication de discussions toujours renouvelées. Je soutiens depuis longtemps, au contraire, que, sans négliger bien entendu l'examen local dont il vient d'être question, on doit combiner avec lui une étude d'ensemble étendue à de très vastes régions : étude qui seule fournit les moyens de reconstituer l'évolution du gisement et de remonter par là à son origine primitive. Et c'est le procédé que nous essayerons tout à l'heure d'appliquer ici.

Il faut ajouter que les faits, malgré leur abondance et leur précision, demandent toujours à être vivifiés par une coordination artificielle reposant sur un raisonnement qui aboutit à une hypothèse (et qui en dérive). Or, dans une argumentation à l'aspect irréfutable, il est bien facile, en voulant reconstituer un ensemble de faits disparus très complexe, d'oublier, de négliger involontairement telle ou telle idée qui, plus tard, apparaissant à un autre chercheur avec l'éclat de la nouveauté, lui paraîtra contenir à elle seule la clef du problème. C'est le genre d'incertitudes qui a fait qualifier, au grand scandale des historiens convaincus et confiants, le résultat de leurs longues recherches de « pauvre petite science conjecturale ». Je citerai pour seul exemple le cas des organismes qui abondent dans certains sédiments minéralisés ou métallisés : dans les schistes du Mansfeld comme dans les minettes de Lorraine, comme dans les calcaires asphaltiques du Val-Travers, etc.,

et qui, également sans conteste, s'y présentent imprégnés ou remplis par les minéraux utiles. Les uns ont vu là une preuve que les poissons, vivants dans la lagune du Mansfeld, avaient été détruits, empoisonnés par la brusque éruption, ou la concentration progressive de liqueurs cuprifères, et l'on a même poussé la fantaisie jusqu'à retrouver dans leurs contorsions la preuve de cette crise mortelle. D'autres, ayant à interpréter le même fait en Lorraine, en ont conclu que l'imprégnation ferrugineuse était venue longtemps après se substituer à des organismes et à des terrains primitivement calcaires. D'autres enfin n'ont pas hésité à déclarer que les caprotines du calcaire urgonien avaient elles-mêmes produit le bitume dont elles sont imprégnées.

De même, après avoir constaté, comme nous le ferons bientôt, qu'il existe, sur toute la longueur de la chaîne hercynienne, une abondance spéciale de dépôts cuprifères associés aux couches permo-triasiques, on a pu autrefois admettre que l'époque permo-triasique avait été l'objet d'épanchements cuprifères spéciaux liés à des manifestations éruptives. On peut, tout au contraire, chercher un lien entre ces concentrations de cuivre et l'abondance des formations lagunaires qui caractérisent la même chaîne à la même époque. On peut enfin admettre qu'une dissolution cuprifère postérieure au permo-trias a minéralisé ces terrains de préférence, parce qu'elle y rencontrait des conditions physiques favorables et des agents précipitants.

De même encore, trouvant des filons de cuivre dans le substratum de grès cuprifères, les uns en avaient conclu que ces grès avaient pris leur cuivre aux filons remaniés, les autres que grès et filons avaient été imprégnés en même temps, soit par en bas, soit par en haut.

L'une de ces hypothèses est évidemment préférable aux autres, et il ne nous est pas interdit de choisir entre

elles. Mais nous ne sommes jamais sûrs qu'une autre interprétation, rendue vraisemblable un jour par des découvertes futures, ne nous ait pas entièrement échappé : l'intervention de quelque élément inconnu et qui surgit soudain en jetant bas tout un échafaudage d'anciennes théories, comme cela s'est produit pour le radium. C'est pour nous mettre en garde autant que possible contre de telles surprises que je crois utile, contrairement à la tendance générale, d'élargir notre champ de recherches, de multiplier les points d'observation distants les uns des autres et d'aborder les questions par des voies multiples, en les rattachant au plus grand nombre possible de connaissances acquises en des champs scientifiques très divers.

Je n'ai pas à définir ici la méthode que nous allons adopter après ce trop long préambule. C'est celle dont j'ai déjà essayé de faire des applications aux métallogénies de l'Afrique, de l'Asie, de l'Italie, de la Scandinavie et dont nous allons faire un nouvel essai en parcourant, à travers l'Europe, la longueur de la chaîne hercynienne. Elle consiste essentiellement à considérer tour à tour les fractions diverses d'un système tectonique bien caractérisé, en les comparant, en déterminant d'abord ce qu'il y a en elles de général, de propre à ce système tectonique et remédiant alors aux obscurités qui peuvent se présenter localement par les conclusions d'ensemble obtenues ailleurs. On arrive par là à mettre en évidence certains traits marquants de la zone considérée : âge des plissements et profondeur moyenne d'érosion depuis lors; épisodes successifs de la destruction et conséquences de celle-ci pour la sédimentation; phases de la concentration désertique ou lagunaire, etc.

Nous serons ainsi conduits, on va le voir, à restreindre le rôle des sédimentations réellement, rigoureusement, contemporaines et à accroître celui des infiltrations, des in-

trusions, des imprégnations, des substitutions postérieures. C'est la tendance exactement opposée à celle d'une époque précédente, où l'on multipliait les niveaux de « calcaires métallifères », attribuant à chacun d'eux un caractère de sédimentation directe. Mais cela ne veut pourtant pas dire qu'il faille, à notre avis, ressusciter les geysers métallifères trop nombreux qui, dans une époque encore antérieure, fournissaient l'explication commode de tous les faits embarrassants. Nous croyons les venues métallifères d'origine interne localisées à chaque époque dans la zone d'action relativement restreinte des intrusions ignées ; nous admettons également que la zone de métallisation filonienne, toujours limitée dans les deux sens, n'a pas en principe atteint la surface (*); et, dans bien des cas, il nous semble que l'on

(*) Lorsqu'on a commencé à expliquer les filons par les eaux thermales, on a attaché une grande importance à deux ordres de faits dont l'importance me semble avoir été très exagérée : 1° la persistance de sources thermales sur d'anciens filons, et 2° la présence, dans ces sources, à l'état de traces, de tous les métaux qui existent dans les filons. On en a conclu que le phénomène d'incrustation filonienne métallifère se continuait encore aujourd'hui dans des conditions identiques, à la surface même du sol et que les griffons thermaux, les geysers, etc., représentaient l'épanchement superficiel de semblables eaux métallifères. En réalité, s'il existe des sources thermales (et même de très nombreuses) sur d'anciens filons, ce ne semble pas être en général parce que le phénomène filonien ancien se continue sans interruption jusqu'à nos jours, mais uniquement parce qu'un filon, comme une faille, représente un plan de dislocation facile, éminemment propice à la circulation des eaux. Et cette première observation explique aussitôt, dans bien des cas, la seconde : si certaines eaux thermales renferment des traces des métaux qui existent dans leur filon, c'est moins parce qu'elles sont encore en train d'incruster celui-ci, que parce que, circulant au contact d'un métal, elles se trouvent naturellement en redissoudre des parcelles.

Ce qui frappe, tout au contraire, dans la comparaison des eaux thermales actuelles avec les filons anciens, c'est l'extrême pauvreté, l'extrême rareté de leurs dépôts métallifères, même dans les régions volcaniques, qui seules présentent quelques indices de métaux particulièrement solubles, fer, cuivre, mercure, en rapport possible avec des eaux *neuves*, peut-être émanées des magmas éruptifs profonds dans les conditions où ont pu se produire les métallisations anciennes. Ce

peut invoquer des concentrations ultérieures produites, ou par des actions continentales, ou par des circulations d'eaux souterraines en rapport avec la surface : phénomènes dus à un *retour au jour* par dynamisme ou par érosion (*), qu'a pu déformer et masquer ensuite un métamorphisme régional résultant d'une « *remise en profondeur* » ultérieure.

Eléments d'observation. — Restant toujours dans les généralités, nous allons maintenant examiner, en les discutant tour à tour, les éléments d'observation principaux qui portent à croire, suivant les cas, la métallisation postérieure au dépôt des terrains où on la rencontre, ou, au contraire, contemporaine.

1° Il est évident qu'une métallisation est postérieure à un terrain quand elle le recoupe transversalement, en pénétrant même dans les terrains voisins, surtout lorsque ceux-ci sont d'un âge postérieur au principal niveau imprégné. C'est le caractère des filons proprement dits, qui se retrouve souvent, quand on regarde de près, sur certaines parties des filons-couches à l'apparence la plus

n'est pas à dire, probablement, qu'il ne se forme pas aujourd'hui de filons métallifères; mais ces filons ne s'incrustent pas à la superficie, et n'ont jamais dû, à aucune époque, se former à la superficie, et les eaux thermales qui, au moment de cette incrustation, arrivaient jusqu'au jour, devaient être des eaux *dépouillées de leurs métaux*. Telle est, en effet, la conclusion à laquelle on arrive en envisageant les conditions de dépôt de ces filons qui, pour la plupart, lorsqu'il s'agit bien de filons de dépôt primitif, non de remplissages remaniés et secondaires, paraissent s'être produits sous une certaine pression, à une distance encore notable du jour.

(*) M. Termier a émis à ce propos l'idée très ingénieuse que certaines imprégnations métallifères pouvaient résulter de la destruction d'anciennes nappes de charriage aujourd'hui disparues. Cette hypothèse, qui ne paraît pas utile pour le cas particulier des filons et amas tunisiens auxquels il l'avait appliquée en supposant un ancien recouvrement de trias métallifère, serait peut-être à reprendre pour expliquer l'origine des sédiments métallisés eux-mêmes, dans certains cas, le long de la chaîne hercynienne.

décevante. De même le principal argument de ceux qui croient les schistes cuprifères du Mansfeld épigénétiques est l'enrichissement qu'ils croient souvent constater à la rencontre de certaines failles, ou rücken, assimilés par eux à des filons générateurs. Il faut toutefois, nous l'avons déjà dit, ne pas se laisser induire en erreur par des remises en mouvement qui auraient pu, partant du gisement déjà constitué, remplir longtemps après des fractures transversales, ou, amenant des eaux de surface par ces failles, exercer une action de cémentation sur les minerais préexistants. C'est un genre d'erreur dans lequel on est tombé bien souvent autrefois, alors que l'attention n'était pas encore suffisamment appelée sur ces remises en mouvement. Les prétendus « griffons » du Laurium en sont un exemple. Souvent on a pris ainsi, pour les chenaux d'arrivée des eaux métallisantes, pour des « failles nourricières », etc., des fractures postérieures ayant, ou bien emprunté leur remplissage au gîte préexistant, ou même, comme on a pu le supposer, dans une autre hypothèse, pour les « rücken » du Mansfeld, servi de champs d'incrustation à des dissolutions métallifères nouvelles d'origine profonde, sans relation avec celles qui avaient constitué le gîte primitif. En fait, et c'est une remarque essentielle pour les grands gisements stratiformes sur lesquels a porté la discussion, il en est un certain nombre, et notamment la plupart de ceux encaissés dans les calcaires, qui viennent s'intercaler dans un ensemble filonien auquel ils paraissent, dès lors, se rattacher. Il en est d'autres, au contraire (pour lesquels, par d'autres raisons, nous supposons une formation sédimentaire ou par voie descendante), dans lesquels on n'a jamais découvert un seul filon net et continu en profondeur, un filon exploitable, par lequel auraient pu venir d'en bas les eaux métallisantes.

2° On trouve souvent, dans une zone géographique déterminée, des métallisations ou des minéralisations affectant

des terrains d'âges variés, alors que ces mêmes terrains ne sont pas minéralisés ou métallisés dans les régions voisines. La probabilité est alors pour que cette métallisation soit intrusive. Mais cette observation, elle aussi, n'est pas, disons-le, démonstrative à elle seule. On sait, en effet, que certaines zones terrestres, comme les géosynclinaux, ont été marquées par une succession de mouvements qui s'y sont reproduits à diverses époques, et l'on pourrait imaginer quelque chose de semblable pour ces zones métallifères : une répétition de sédimentations métallifères provoquées par le renouvellement des mêmes conditions de dépôt.

Il n'est probablement pas permis d'assimiler à cette possibilité de métallisations successives dans un même point la constatation fréquente que, sur la longueur d'une chaîne plissée, les manifestations métallifères analogues ne sont pas partout rigoureusement du même âge. Cette différence d'âge peut ne pas exclure l'unité du phénomène. Supposant ces phénomènes sédimentaires et connexes, on est, en effet, en droit d'imaginer un faible déplacement dans le temps qui aurait accompagné leur déplacement dans l'espace.

3° On doit attacher une grande importance, dans cette étude, à la *nature des sédiments métallisés*. Car, dans toute hypothèse, il n'est pas admissible qu'un calcaire, un schiste et un grès aient donné lieu à une métallisation identique, et le type de cette métallisation, rapproché de la nature du terrain encaissant, peut être instructif. La manière la plus simple dont nous nous représentons une métallisation sédimentaire est l'arrivée, dans le bassin de sédimentation, de substances métallifères empruntées par l'effet de l'érosion à des terrains, roches ou surtout filons préexistants : cette arrivée ayant pu avoir lieu par simple transport mécanique à la façon des placers, ou par dissolution chimique, comme dans les cas actuels des mi-

nerais de fer des marais ou des nodules manganésifères des fonds marins (*). La nature des sédiments métallisés, calcaires, grès, conglomérats, schistes, etc., qui implique certaines conditions de dépôt, rend une telle hypothèse plus ou moins vraisemblable et peut, au contraire, plus ou moins porter à admettre une métallisation intrusive.

Nous sommes, par exemple, et c'est un point sur lequel nous allons revenir à propos des organismes, peu disposés à imaginer une métallisation sulfurée contemporaine quand le terrain imprégné est un calcaire, formé, ou par des organismes constructeurs, ou par des accumulations de débris organisés dans les zones déjà profondes et calmes des mers. L'idée même d'une éruption sous-marine, à laquelle on a parfois pensé en un tel cas, ne se concevra guère sans autres traces de son passage, montées de roches, pulvérisations de cinérites, etc. Or c'est bien souvent dans des calcaires que l'on a trouvé de soi-disant niveaux métallifères, sulfurés à l'origine, qui, pour nous, tiennent d'ordinaire à la façon particulièrement favorable dont certains bancs de calcaire poreux se sont prêtés à l'imprégnation, notamment le long de leur contact avec d'autres strates imperméables. Et la plupart de ces cas nous paraissent être à séparer, presque sans hésitation, des sédiments pour être rattachés aux substitutions.

Ainsi, le contact d'une couche imperméable, comme un schiste ou un porphyre, avec un calcaire donne lieu à de nombreux gisements formant des niveaux métallisés. La prédominance des conditions physiques nous semble ici exclusive d'une sédimentation contemporaine, bien qu'il ne soit évidemment pas impossible d'imaginer telle phase d'un cycle de sédimentation, particulièrement propice aux sédimentations métalliques, qui se serait intercalée logi-

(*) L'idée, trop facilement admise autrefois, de sources métallisantes débouchant au fond d'une lagune ou d'un lac pourrait être également invoquée dans certains cas très particuliers.

quement entre un calcaire et un schiste. Le fait que le calcaire, tout en étant de préférence au-dessous, se trouve pourtant parfois aussi au-dessus dans le même gisement, rend cette dernière explication difficile.

En revanche, nous nous représentons assez facilement une précipitation métallifère s'opérant dans les eaux vaseuses, où se déposaient des argiles destinées à former des schistes, et l'on peut également concevoir une autre forme de sédiments métallifères d'origine purement mécanique se déposant avec des sables ou des conglomérats, ainsi qu'on le voit constamment se produire sous nos yeux pour l'or, le platine, l'étain, etc. L'idée d'un ancien placer métamorphisé par retour en profondeur est une de celles que l'on a pu soutenir avec quelque vraisemblance pour le Witwatersrand.

Mais, dans le cas des grès et conglomérats comme dans celui des schistes, l'hypothèse d'une épigénie postérieure peut être également plausible en d'autres gisements, surtout quand les minerais sont localisés en plan horizontal dans un rayon restreint, avec roches éruptives connexes et lignes de dislocations. C'est ainsi que nous admettrions volontiers une telle épigénie pour les minerais cuprifères du Lac Supérieur, de New Jersey et du Boleo, tandis que nous décrirons tout à l'heure de nombreux gisements hercyniens où le cuivre semble à peu près contemporain des grès encaissants.

Quand il s'agit des grès et conglomérats, il est également permis — et la remarque, que je crois nouvelle, pourrait expliquer bien des cas obscurs — de concevoir une pénétration pas en haut, opérée chimiquement dans des conditions de concentration désertique ou lagunaire. Il y aurait eu, sur un fond de sables ou galets encore meubles, évaporation ou précipitation d'eaux métallifères. La coexistence fréquente du gypse et du sel avec les dépôts cuprifères, la réduction manifeste de ceux-ci par

des dépôts végétaux nous sembleront bientôt des arguments puissants en faveur d'une hypothèse sédimentaire ainsi comprise.

4° Nous avons déjà dit à quelles interprétations variées pouvait donner lieu la présence d'organismes ultérieurement métallisés dans une couche de minerais (*). Il semble d'abord difficile que des organismes aient pu vivre dans une eau renfermant assez de sels métalliques pour constituer un dépôt utilisable de ceux-ci. Ce n'est pourtant pas impossible, puisqu'il cristallise parfois du sulfure de fer sur des débris organisés dans une eau où vivent des poissons ou des mollusques qui n'en sont nullement incommodés. Les dissolutions susceptibles d'amener une précipitation métallique sur un corps réducteur ou poreux n'ont aucun besoin d'être concentrées, comme on le croirait d'abord, mais peuvent, au contraire, être extrêmement diluées pour se précipiter par des réactions très lentes et très prolongées dont le rôle a dû, ici comme partout, être énorme en métallogénie. Des poissons ou des débris de plantes tombés sur un fond de vase ont pu ainsi servir de centres d'attraction à des sulfures, qui les ont transformés un peu après en minerai. On conçoit même de cette manière une métallisation qui ne serait pas rigoureusement contemporaine, tout en appartenant à la même phase géologique. Le cas assez fréquent de restes organisés dans les dépôts gypseux, pour lesquels la sédimentation directe n'est pas douteuse, amène à concevoir toute une série de phénomènes accessoires, courants, couches superposées de salure et de densité différentes, qui ont pu également intervenir ici.

Peut-être est-il plus difficile d'expliquer de la même manière les couches de minerai de fer où l'on retrouve, dans le minerai, les traces d'organismes ou d'oolithes cal-

(*) On trouve de tels organismes aussi bien au Rammelsberg ou au Mansfeld que dans les minerais de fer de Normandie et de Lorraine.

caires. Mais il est visible, pour la plupart de ces minerais de fer, qu'ils ont subi des réactions postérieures ayant transformé un carbonate ou un silicate de fer en sesquioxyde et ayant alors concentré ces sels de fer, tout d'abord disséminés. Ces réactions ont pu aisément être accomgnées d'un léger déplacement, dans lequel le fer se serait substitué à des calcaires juxtaposés, qui englobaient des parcelles de minéraux ferrugineux protoxydés.

5° Malgré des explications possibles dont nous venons de dire un mot, il est certain que beaucoup des gisements, où l'on est d'abord frappé par une disposition interstratifiée, et notamment tous ceux qui forment des amas associés avec des calcaires, présentent, au contraire, quand on les examine d'un peu plus près, une série de caractères propres à les faire considérer comme dus à une métallisation postérieure. Et cette explication filonienne serait presque partout, dans les schistes, les grès, la plus naturelle si l'on ne rencontrait, d'autre part, une singulière difficulté à se représenter une métallisation postérieure pénétrant, injectant après coup, sinon uniformément, du moins avec une certaine constance moyenne, les vastes étendues d'une formation comme celles du Mansfeld, de la Lorraine ou du Witwatersrand. D'autant plus qu'aucune trace de filons ayant pu amener les métaux d'en bas ne s'y montre en général (*). Dans les cas de ce genre, où l'on a un niveau métallisé d'une grande extension, nous ne voyons guère, en dehors de la sédimentation contemporaine sur laquelle nous reviendrons en détail, que deux hypothèses plausibles : ou bien une vaste circulation d'eaux souterraines, assimilable à celles qui, sur toute l'étendue du bassin de Paris, se rencontrent dans les sables verts, mais ayant reçu une métallisation

(*) Nous discuterons plus loin la théorie des Rücken enrichisseurs du Mansfeld, qui correspond aux « failles nourricières » de Lorraine, ou à l'influence prétendue des dykes de diabase au Witwatersrand.

accidentelle et imprégnant une strate sableuse souterraine avant sa cimentation ; ou bien, comme nous le proposions tout à l'heure à propos des grès métallisés, dans le fond littoral, lagunaire, lacustre, fluviatile, où s'était précédemment déposé un sédiment stérile encore meuble et perméable, la pénétration presque immédiate par en haut d'eaux métallisantes. L'idée de filons nourriciers n'ayant pas retenu eux-mêmes de minerais en dehors de la couche qu'ils auraient métallisée à des centaines de mètres de distance, nous paraît peu vraisemblable, malgré le rôle précipitant qu'il est logique d'attribuer aux hydrocarbures souvent constatés dans celle-ci.

On pourrait, il est vrai, penser encore parfois (au Witwatersrand en particulier) à ces imprégnations diffuses qui semblent liées au métamorphisme régional et qui, dans bien des régions, semblent avoir produit des veines pyriteuses interstratifiées, comme elles déterminaient ailleurs des feldspathisations. Mais le genre de gisements qui résulte d'un tel phénomène nous paraît différent de ceux qui nous occupent en ce moment. Il semble qu'il ait plutôt alors une tendance à se localiser en amas, stockwerks, réseau de veinules accumulées sur un même point, qu'à suivre, sur plusieurs kilomètres carrés, un ou plusieurs mêmes bancs stratigraphiques. Nous rattachons volontiers à ce phénomène de profondeur les cas de terrains à plis intérieurs multiples, injectés de sulfures métalliques dans tous leurs bâillements (Ammeberg, etc.) : cas où l'on a parfois voulu voir la preuve incontestable d'une métallisation contemporaine. Nous avons plus de mal à nous imaginer ainsi la métallisation du Mansfeld ou du Witwatersrand.

6° Il est à remarquer que, dans nombre de grands bassins métallisés, pour lesquels l'origine intrusive est tout au moins douteuse (Witwatersrand, Lorraine, etc.), la métallisation porte, non sur une couche unique, mais

sur un système de couches parallèles disposées par lentilles chevauchant les unes sur les autres en coupe verticale. On ne saurait, comme nous allons le dire, en tirer une conclusion rigoureuse.

S'il y a eu sédimentation directe, il a dû y avoir retour réitéré des mêmes conditions propres à la précipitation des minerais, comme, dans toute série stratigraphique complexe, le retour des mêmes catégories de terrains implique un nouveau cycle de sédimentation analogue. S'il y a eu pénétration postérieure, on peut admettre la précipitation spéciale des minerais dans les strates où les sédiments présentaient antérieurement (par un retour analogue) les conditions propices à cette fixation métallifère. Ainsi, au Witwatersrand, où les couches de conglomérats à galets moyens sont les plus riches, cela peut s'interpréter, aussi bien par les conditions de la préparation mécanique qui, avec les galets de grosseur moyenne, a provoqué la plus grande concentration d'un or détritique, ou par les dimensions des vides laissés entre les galets qui, dans de telles couches, se sont trouvés particulièrement favorables à la cristallisation des intrusions aqueuses métallifères, celles-ci étant d'ailleurs venues ou d'en haut ou d'en bas.

7° Nous n'avons établi, jusqu'ici, aucune différence suivant la *nature du métal* qui forme la métallisation. On peut se demander s'il y a un lien entre cette nature et la forme, et, par conséquent, l'origine possible du dépôt. En fait, dans les grès et poudingues métallisés pour lesquels la théorie sédimentaire peut être soutenue, nous trouvons, tantôt de la pyrite aurifère comme au Transvaal, tantôt de la pyrite cuprifère dans une foule de cas étudiés plus loin, plus rarement du plomb associé au cuivre, un peu de cobalt (Wallerfangen, etc.), peu de zinc et de nickel. Dans le seul cas de schistes où la métallisation semble contemporaine, au Mansfeld, nous avons les mêmes métaux,

fer, cuivre, argent, cobalt, etc. Le zinc et le plomb ne s'y développent que dans des cas, comme celui d'Ammeberg, en Suède, où nous n'hésitons guère à admettre une métallisation postérieure due au métamorphisme régional. Dans les calcaires, où nous croyons de préférence à une intervention filonienne, on aura, au contraire, surtout du plomb, du zinc ou du fer, rarement du cuivre ou du nickel.

8° En ce qui concerne l'*âge des formations métallifères stratiformes*, si nous laissons de côté les calcaires métallisés, qui, pour nous, l'ont été presque partout postérieurement, et dans lesquels la substitution est souvent évidente, ou encore les sédiments ferrifères, dont les conditions de formation sont spéciales, on voit en Europe ces minerais stratiformes se localiser en deux groupes : l'un surtout marqué par des dépôts à apparence de précipitation chimique ayant pu être contemporaine ou postérieure, avec rôle dominant du cuivre, le long de la chaîne hercynienne dans le permo-trias ; l'autre caractérisé par des préparations mécaniques certainement sédimentaires, dont l'or fournit le meilleur spécimen, le long de la chaîne alpestre, depuis la Sierra Nevada jusqu'à la haute Italie et à la Serbie (*). Cela ne veut pas dire qu'il n'y ait pas déjà, dans la série hercynienne, quelques indices de sédimentation mécanique, comme les poudingues aurifères du Gard, les poudingues plombifères du Cap-Garonne, etc. ; mais la plupart des minerais qui se seront formés alors ainsi, étant continentaux, ont dû être amenés à disparaître par une érosion plus rapide. Et, dans les zones de plis tertiaires, il est possible également qu'il se soit produit des dépôts chimiques cuprifères analogues a ceux des zones hercyniennes : dépôts dont on voit des traces en Sardaigne. Mais les conditions de précipitation qui ont

(*) Nous laissons de côté les minerais très spéciaux de terrains profondément métamorphisés comme ceux de Suède.

amené la grande abondance de ces minerais cuprifères dans le permo-trias ne semblent pas s'être encore réalisées dans la période tertiaire, ou leurs effets n'y sont pas encore visibles : ce qui peut expliquer comment nous n'assistons nulle part à une importante formation cuprifère contemporaine.

Cas particulier de la chaîne hercynienne. Hypothèses à discuter. — Nous allons nous attacher bientôt à éliminer les gisements de minerais stratiformes pour lesquels l'origine intrusive nous paraît à peu près certaine, réduisant ainsi progressivement le nombre de ceux pour lesquels la théorie sédimentaire reste au moins vraisemblable et qui seront spécialement étudiés.

Dans notre cas particulier de la zone hercynienne, ces derniers portent partout sur des terrains permotriasiques. Il y a là un fait bien frappant, puisqu'il se répète sur toute la traversée de l'Europe et se retrouve même sur d'autres continents. Autant, lorsqu'on trouve des minerais intercalés dans divers étages d'une même région, il est logique de les considérer comme filoniens, autant ici l'hypothèse sédimentaire est rendue vraisemblable par cette première vue d'ensemble.

Les niveaux métallisés ne sont pas, il est vrai, partout rigoureusement synchroniques. Ils ne le sont même pas (comme on l'a parfois prétendu à tort) dans un bassin localisé tel que celui du Mansfeld. Nous venons d'ailleurs de rappeler qu'en un même point, il y avait généralement (sinon dans le cas du Mansfeld, du moins dans la plupart des autres), plusieurs niveaux métallifères superposés, dont l'âge était, par conséquent, nécessairement différent. Même en tenant compte de cette restriction, la relation entre les métaux et la série permo-triasique est toute naturelle dans l'hypothèse d'une métallisation contemporaine, tandis qu'elle serait singulière dans une hypothèse

contraire. On peut admettre que, durant cette période spéciale, une cause particulière, telle que la destruction des filons métallifères sulfureux dans la chaîne hercynienne, précédemment surgie au voisinage, a mis en mouvement dans les eaux des quantités notables de sels métalliques. Et, suivant les points, la mise à nu de tels filons a pu se produire à des moments un peu différents ; mais, néanmoins, une certaine étape approximative de l'érosion, correspondant à une certaine profondeur moyenne de cristallisation filonienne, a dû être particulièrement favorable à cette mise à nu, qui aura cessé lorsque cette zone des incrustations filoniennes aura été dépassée en profondeur, ou lorsque, sur cette chaîne aplanie, l'érosion se sera arrêtée.

Mais, de ce que cette explication par voie de sédimentation contemporaine est satisfaisante, résulte-t-il qu'un tel fait, si essentiel, exclue du premier coup la possibilité d'une métallisation épigénétique à origine interne et que la discussion suivante doive être inutile ? On aperçoit d'abord une raison pour le croire. Il semble que, dans cette dernière hypothèse, des terrains antérieurs et même postérieurs auraient dû être métallisés tout autant par des injections qui devaient logiquement les atteindre également. A cette observation assez juste on peut cependant faire deux réponses. La première, que l'on n'eût pas hésité à donner autrefois — et devant laquelle, pour notre part, nous répugnons un peu — est que la période permo-triasique aurait été le théâtre de manifestations internes apportant des dissolutions métallifères et siliceuses dans les bassins de sédimentation sans incruster les terrains sous-jacents. Il est à remarquer que cette idée, très en vogue un moment, reposait surtout sur l'existence de certains bancs siliceux à minerais disséminés — relativement fréquents, par exemple, sur la périphérie du Plateau Central — où l'on voyait sans conteste des pro-

duits d'épanchements siliceux directs, tandis qu'ils sont, pour nous, beaucoup plutôt l'effet d'une silicification postérieure ayant porté généralement sur d'anciens bancs calcaires. Mais on peut encore soutenir plus valablement que, pour réaliser une imprégnation postérieure, il fallait des terrains assez récents pour n'avoir pas encore été métamorphisés : ce qui excluait à peu près tous les terrains antérieurs au plissement hercynien ayant déjà subi les effets de retour en profondeur connexes de ce plissement. Le stéphanien seul, qui venait de se déposer, aurait peut-être pu se prêter, aussi bien que le permien, à une métallisation, dont, en fait, on n'y trouve jamais la trace sous la forme cuprifère, mais seulement peut-être à l'état de sidérite (*).

Nous voyons ainsi, en résumé, que, si l'on écarte les très nombreux filons-couches à peu près incontestables, dont nous avons donné les caractères distinctifs, on est, dans le cas de la chaine hercynienne, ramené à discuter un certain nombre de gisements stratiformes sulfurés, souvent cuprifères, qui se montrent associés d'ordinaire à des schistes, grès ou conglomérats : les minerais associés à des calcaires paraissant pour la plupart intrusifs. Après examen, nous restons, pour des formations de ce genre, en présence de trois théories principales déjà indiqués plus haut, dont voici l'énoncé sommaire :

1° Dans la théorie strictement sédimentaire, la constitution d'un sédiment cuprifère, tel que celui du Mansfeld ou du permien russe, exige, à notre avis, la série de phénomènes suivants :

a) Formation de filons de cuivre, ultérieurement mis à nu par une érosion suffisamment avancée (**) ;

(*) Si l'on admet que les métaux du permo-trias viennent de filons détruits, ces filons durent recouper les terrains plus anciens qui formaient les continents permo-triasiques.

(**) On remarquera que cette théorie diffère de celle qui a parfois

b) Destruction des filons et classification mécanique de leurs débris dans des torrents et des lacs, en même temps qu'une concentration chimique s'opérait plus loin à l'aboutissement des cours d'eau dans des bassins désertiques, dans des lagunes, ou même dans la mer libre au

---

attribué les métaux du Mansfeld à la seule destruction des roches éruptives du bassin et que Dieulafait a particulièrement développée dans ses travaux, en ce que je fais intervenir, comme facteur essentiel et nécessaire, une première séparation hydrothermale et ignée des métaux apportés de la profondeur par ces roches et concentrés d'abord dans les filons, avant d'être remaniés dans les sédiments. Cette hypothèse me semble indispensable pour expliquer des concentrations métalliques, qui seraient tout à fait invraisemblables s'il fallait invoquer directement les traces extrêmement minimes et en quelque sorte résiduelles de métaux constatées dans les roches elles-mêmes ; étant donné surtout qu'on a ailleurs tant de sédiments semblables associés aux mêmes roches et nullement métallisés. Mais elle nécessite, d'autre part, la suite d'idées nouvelles que j'ai exposée ailleurs, sur la profondeur originelle des métaux dans ces filons, sur leur mise à nu, puis leur destruction par l'érosion et, lorsque cette érosion est suffisamment avancée, sur la disparition complète de ces filons primitifs, qu'on pourrait s'étonner de ne pas toujours retrouver en abondance correspondante à celle des métaux dans les sédiments voisins.

La nécessité des filons pour former des sédiments cuprifères apparaît, par exemple, pour les lagunes autuniennes de la France centrale (Autun, Buxière, Brive) au voisinage desquelles se trouvent de nombreux porphyres dinantiens, qui ont fourni des galets à leurs conglomérats, où abondent aussi les matières hydrocarburées et où néanmoins aucun métal ne s'est précipité : le tronçon hercynien du Plateau Central étant à peu près exempt de filons de cuivre. C'est la réponse à une objection de Poszepny, qui s'étonne de ne pas trouver partout le même niveau également métallisé s'il y a eu sédimentation cuprifère contemporaine.

De même, il est remarquable que certains types tout à fait caractéristiques de formations lacustres produites, pendant de longues périodes géologiques, par la destruction d'anciens continents, — les terrains du Karoo, notamment, en Afrique du Sud —, ne contiennent pas de semblables dépôts de sulfures cuprifères. Il est vrai qu'ils ne renferment pas non plus de gypse. Mais alors, dans un autre d'ordre d'idées, pourquoi tant de bassins d'évaporation à concentration énorme de gypse et de sel ne présentent-ils pas de trace de cuivre et de plomb ? C'est évidemment que la destruction des roches quelconques du rivage ne suffirait pas pour former de pareilles couches, si celles-ci ne présentaient pas de filons de cuivre. Le fer, qui se rencontre à peu près partout dans les roches, soit en silicate ou en oxyde, soit en sulfure, se retrouve aussi presque constamment dans les sédiments, à l'état de pyrite, de protosilicate ou de carbonate (plus ou moins altérés ou oxydés).

voisinage des côtes (ces deux phénomènes, l'un mécanique, l'autre chimique, se distinguant l'un de l'autre par une inégale répartition des métaux);

c) Dans le dernier cas, action précipitante de matières hydrocarburées réductrices, ayant une origine très probablement organique (*); cémentation possible également par d'autres éléments, tels que la magnétite; ou encore intervention de microorganismes.

2° Cette première théorie sédimentaire, dans laquelle nous n'apportons comme idée nouvelle que la phase d'érosion où les minerais intérieurs de la chaîne se seraient trouvés mis à nu, pourrait subir une modification qui lèverait de nombreuses objections et qui la rendrait, à notre avis, souvent très séduisante. Au lieu d'une métallisation immédiate qui, chimiquement, apparaît impossible pour des conglomérats déposés dans des eaux troublées en mouvement violent, on pourrait supposer, comme nous l'avons déjà indiqué, une métallisation postérieure, mais presque immédiate, du sédiment encore meuble, à la suite d'une modification dans les conditions sédimentaires tenant à un mouvement du sol ou à un changement de climat, avec pénétration par en haut des liqueurs métallisantes dans ce bassin de sédimentation. L'origine des métaux resterait alors la même que dans la première théorie.

Enfin 3° la théorie intrusive et simplement épigénétique pourrait être retenue en admettant de vastes circulations

---

(*) Ce n'est pas seulement dans ce cas que les hydrocarbures ont dû jouer un rôle capital dans les phénomènes métallifères. Ce rôle me paraît, au contraire, avoir été extrêmement général, ainsi que je l'ai déjà indiqué dans un mémoire antérieur sur les minerais de fer suédois. Dans les filons, les hydrocarbures d'origine probablement minérale sont presque certainement intervenus, soit directement, soit après combustion en acide carbonique. On trouve leur intervention particulièrement manifestée dans certains cas, comme celui de Kongsberg en Norvège, des gîtes de plomb du Mississipi, d'Idria en Carniole, etc. On la retrouve aussi pour les sédiments d'un autre genre que ceux dont nous nous occupons ici, tels que les soufres de Sicile, etc.

souterraines à alimentation métallifère lointaine, imprégnant tout un niveau géologique particulièrement poreux, comme la nappe artésienne des sables verts parisiens, supposée mise en communication sur un point quelconque avec une venue cuprifère.

C'est, en somme, comme nous allons l'expliquer, vers la première ou la deuxième hypothèse, que nous penchons, plutôt que vers la troisième, dans les cas douteux, dont le Mansfeld est le plus typique et auxquels est spécialement consacré ce mémoire. Contestable dans chaque cas local, cette théorie sédimentaire nous paraît celle qui explique le mieux, en permettant de le coordonner en un faisceau, l'ensemble des faits.

On voit donc que nous interprétons ces gisements sédimentaires sulfurés comme des cas anciens de ces remises en mouvement, sur l'importance actuelle desquels j'ai insisté dans diverses publications antérieures : la concentration ayant pu prendre surtout un caractère mécanique dans le cas de métaux denses comme le plomb ou, au contraire, un caractère chimique pour des métaux solubles, comme le cuivre, l'argent, etc.

J'ajoute que, sur ces produits de remaniement, dus à une érosion ancienne qui date de l'époque permo-triasique, une altération, une érosion récente ou actuelle se sont exercées de nouveau, tendant à les modifier et à les déplacer encore. Le résultat le plus remarquable et le plus évident de ces altérations est que, sur ces gisements, dont on n'a guère eu l'occasion, en général, d'explorer les parties profondes, les minerais sulfurés, type originel probable (*), sont rares, les minerais de cémentation au

(*) Il n'est cependant pas impossible que la cémentation se soit produite directement dans le processus immédiat de la précipitation chimique. Le cuivre natif ou la chalcosine pourraient à la rigueur être de formes originelles, les produits oxydés étant en tous cas secondaires. On est amené à le penser quand ce cuivre natif forme l'ensemble du

contraire (chalcosine, phillipsite, cuivre natif) ou ceux de peroxydation (carbonates, oxydes, oxychlorures, manganates, etc.), avec barytine associée, dominent à peu près exclusivement, tout en accusant souvent, quand on descend un peu, la tendance ordinaire à l'accentuation des formes sulfurées.

Il est possible qu'il faille attribuer à une cause analogue, c'est-à-dire une remise en mouvement superficielle récente, les modifications dont nous reparlerons bientôt, que semblent présenter ces couches métallifères au voisinage de certaines failles et qui se traduisent par un changement dans la minéralisation avec métallisation de la faille, si bien que l'on a pu chercher, dans ces failles, les chenaux d'arrivée des eaux filoniennes métallisantes (*).

GÉNÉRALITÉS SUR LES MINERAIS STRATIFORMES DE LA CHAINE HERCYNIENNE.

Après ces observations préliminaires, si nous voulons aborder notre sujet spécial, il convient d'abord de rappeler en quelques mots comment se présente en Europe la zone hercynienne, dont nous allons nous occuper.

---

gisement comme à Corocoro ou au lac Supérieur : surtout quand il pénètre à 2.000 mètres de profondeur, comme dans ce dernier cas, où cependant il aurait pu, comme je l'ai indiqué ailleurs, se trouver exceptionnellement conserver un type de sédiment métallifère huronien dans un compartiment de l'écorce, enfoncé après altération préalable et gardé jusqu'à nous par suite de cet enfoncement même.

(*) La théorie de Poszepny (*loc. cit.*, p. 167) est qu'il n'y a métallisation des couches du Mansfeld que là où celles-ci sont faillées. Comme, en réalité, ces dépôts permiens sont un peu partout hachés de petites cassures et que ces cassures sont particulièrement bien connues dans les régions explorées en détail par l'industrie minière, cette théorie, bien que fondée sur diverses remarques locales, me paraît des plus contestables. J'ai retrouvé une idée du même genre chez certains mineurs du Witwatersrand, quoique, pour ce district au moins, l'observation attentive des plans d'essais la contredise totalement.

Le système des plis hercyniens est délimité vers le Nord par les avant-pays calédoniens et huroniens de la Grande-Bretagne, de la Scandinavie, de la Finlande. Au Sud, il englobe toute la zone qui a été ultérieurement replissée par les mouvements alpestres et s'étend à travers l'Afrique jusqu'à une distance indéterminée. Ce serait tout à fait inexactement qu'on voudrait le limiter à la zone, dite hercynienne, pour laquelle il a constitué l'élément tectonique caractéristique et presque définitif, en laissant de côté les zones plus méridionales, également influencées par lui. Cependant les cartes paléogéographiques conduisent à placer l'axe du relief hercynien suivant les massifs actuels du Plateau Central, des Vosges et de la Bohême et à imaginer, sur les flancs de ceux-ci, une série de dépressions grossièrement dirigées Est-Ouest, qui ont fourni les bassins de sédimentation permiens et les champs de dépôt métallifères intéressants pour notre étude (*).

On remarque aisément, sur une série de ces cartes, comment la mer du dévonien supérieur, qui était arrivée à occuper à peu près toute l'Europe centrale, sauf quelques îlots dont l'existence n'est même pas toujours absolument certaine, s'est retirée de ces régions pendant le dinantien et encore plus pendant le carbonifère supérieur pour faire place à cette saillie montagneuse. Les cartes du westphalien, du stéphanien et de l'autunien n'accusent plus, au Nord de notre chaîne des Alpes, que des lagunes étroites et sinueuses entre des rides orographiques.

En même temps qu'elle s'élevait, cette chaîne a dû commencer à se détruire à mesure. C'est qu'avec le régime continental, se produisent vite les érosions, les accumulations de débris remaniés dans les fonds. Les sédiments

(*) La présence de filons métallifères d'âge certainement tertiaire sur une partie de cette chaîne entraîne pour notre sujet quelque complication.

alors constitués pendant le carbonifère, nous les connaissons bien, puisque ce sont eux qui renferment l'anthracite ou la houille ; il est remarquable qu'à l'exception du fer (pyrite de fer ou sidérose) (*) et de quelques traces d'or natif, les grès, schistes et conglomérats carbonifères ne contiennent nulle part les métaux, tels que le cuivre dominant, le plomb ou le cobalt accessoires, dont nous verrons bientôt la répartition devenir presque générale dans les périodes suivantes du permo-trias (**). Si le fait était plus absolument démontré qu'il ne l'est, surtout s'il était mieux prouvé qu'il n'a pas une autre cause, on pourrait comparer cette première période consécutive du plissement à celle qui s'est produite depuis le mouvement alpestre jusqu'à nous et qui, elle aussi, ainsi que je le

---

(*) La pyrite de fer est fréquente dans la houille, au milieu de laquelle elle a dû se précipiter dans des conditions identiques à celles que nous retrouverons tout à l'heure pour le sulfure de cuivre, c'est-à-dire par une réduction du sulfate de fer entré en dissolution et soumis à l'effet des matières organiques. C'est là, on le sait, un phénomène général dans les terrains sédimentaires lacustres ou côtiers, dans lesquels les organismes concentrent la pyrite de fer, elle-même très probablement empruntée d'abord à la destruction des roches et des filons pyriteux. Il est possible qu'à l'époque houillère cette destruction n'ait pu porter que sur des filons de pyrite de fer et non sur des filons de chalcopyrite ou de galène. Mais la forme sous laquelle le fer est vraiment abondant et utilisable dans les sédiments carbonifères, c'est le carbonate, très probablement dû à la dissolution de tout le fer réparti dans les couches triturées à l'état de silicates et d'oxydes, et à sa reprécipitation dans un milieu réducteur dû à la présence des végétaux en décomposition. Les carbonates et les protosilicates de fer qui, par là, rentreraient dans notre sujet, seront néanmoins laissés de côté, puisque nous nous bornons aux sédiments sulfurés. On sait que leur précipitation s'est prolongée longtemps après que celle des sulfures de cuivre avait cessé. L'abondance générale du fer dans tous les terrains fait que sa reprécipitation dans les sédiments est également un phénomène renouvelé presqu'à toutes les époques. Ce phénomène a néanmoins présenté une intensité toute particulière pendant certaines phases géologiques.

(**) Comment, dans l'hypothèse d'une intrusion filonienne, expliquer que les grès et schistes houillers de la chaîne hercynienne ne renferment nulle part de sulfure de cuivre, alors que les grès et schistes permiens en contiennent si souvent ?

remarquais tout à l'heure, ne renferme, en fait de sédiments métalliques, que des dépôts ferrugineux et des alluvions aurifères, mais pour ainsi dire jamais en Europe de sédiments sulfurés cuprifères ou plombeux. On attribuerait alors l'absence du cuivre dans les dépôts à ce qu'il ne se présentait pas encore alors de filons cuivreux à détruire, ou du moins à ce que les matériaux cuprifères, mis en mouvement par l'érosion, n'avaient pas encore été amenés dans les conditions convenables pour se précipiter.

Les deux premières périodes du permien, l'autunien et le saxonien (rothliegende), participent encore des mêmes caractères. Cependant la phase du rothliegende marque évidemment une étape caractéristique dans l'histoire de la chaîne plissée ; l'érosion détruit à ce moment, sur toute la longueur de la chaîne hercynienne, des masses considérables de filons quartzeux et porphyriques, qui forment, par leurs débris, des accumulations extraordinaires de conglomérats : accumulations sans doute corrélatives d'affaissements progressifs du sol, déjà marqués pendant la fin du carbonifère, comme sembleraient le prouver à cette époque des épaisseurs de 1.000, 2.000 mètres de sédiments détritiques analogues et également grossiers en tant de points de l'Allemagne, de la Russie, etc.

C'est probablement cette destruction considérable de masses de terrains, de roches et de filons, qui a mis en mouvement les métaux, dont la concentration s'est faite dans les périodes suivantes. Mécaniquement, cette concentration commence peut-être de suite, en certains points favorables, dès le rothliegende même, comme il était logique de le prévoir ; chimiquement, il lui faut, pour s'opérer, plus de temps et des conditions plus spéciales : il est nécessaire que les métaux, les éléments dissous de toutes natures s'accumulent dans des bas-fonds lagunaires, dans des sortes de mers mortes qui forment l'égout général des chaînes voisines et où les eaux métallisées,

chargées de sels, se concentrent ou s'évaporent. L'évaporation de ces lagunes atteint son maximum, présente son facies le plus caractérisé pendant la période dite du zechstein (thuringien), qui nous occupera spécialement tout à l'heure, avant le grand mouvement de retour de la mer, amené par un affaissement du sol, dont ces lagunes, produites par des nappes d'eau peu épaisses, précaires, et bientôt evaporées, avaient pu marquer la première étape.

Alors, avec le régime maritime de mieux en mieux marqué, pendant le grès bigarré, le muschelkalk, le keuper, les sédiments métallifères se localisent davantage, puis enfin disparaissent complètement, à l'exception du fer, quand commence la nouvelle période toute différente, marquée par le début du jurassique. Le fer s'accumule pendant l'infra-jurassique et le médio-jurassique. Il n'en est plus question ensuite en Europe jusqu'au tertiaire.

Le résultat des phénomènes, auxquels peut s'appliquer cette interprétation, se traduit aujourd'hui d'une façon pratique par un ensemble de faits remarquables, dont quelques-uns se sont déjà trouvés mentionnés dans la discussion précédente, mais qu'il est utile de rappeler pour montrer leur accord avec la théorie sédimentaire.

On peut résumer comme il suit :

1° Il existe à travers toute l'Europe, depuis le Sud de l'Espagne jusqu'à l'Oural, une zone caractéristique de sédiments métallifères, originellement non oxydés, permo-triasiques(*), comprenant, comme métaux essentiels : le fer, le cuivre et le plomb, accessoirement le nickel, le cobalt, le zinc et le manganèse, avec des quantités parfois assez sensibles d'argent et des traces intéressantes

---

(*) Je viens de rappeler tout à l'heure que, si ces minerais se montrent souvent oxydés ou carbonatés dans les exploitations, c'est par altération superficielle. Leur forme profonde est sulfurée.

d'éléments rares, tels que le vanadium (*). Ailleurs, dans le monde, le long des plissements contemporains, le phénomène se reproduit identiquement dans la même phase, et dans les mêmes conditions, comme nous le dirons en terminant.

2° Ces sulfures métalliques imprègnent, suivant les points, dans des conditions un peu différentes les unes des autres : *a*) de beaucoup le plus souvent des grès et conglomérats; *b*) des schistes et argiles.

3° Ces minerais sédimentaires, sulfurés ou natifs, suivent, en résumé, la longueur de la chaîne hercynienne, où ils apparaissent, selon les points, dans des couches d'âge différent, comme l'indique aussitôt le petit tableau ci-joint : les changements de régime qui ont entraîné la destruction et la classification des éléments métallifères ne s'étant pas produits partout en même temps, et l'érosion ayant pu d'ailleurs, suivant les points, rencontrer des amas métallifères à remanier dans des phases diverses.

Cette diversité d'âge est surtout marquée pour les sédiments à caractère détritique, grès et conglomérats, qu'on paraît trouver depuis la base du permien jusqu'au haut du trias.

Au contraire, la formation spéciale des schistes bitumineux cuprifères paraît plus strictement confinée dans la grande lagune thuringienne, sur le bord septentrional de la chaîne hercynienne.

(*) L'or fait à peu près défaut dans ces gisements, comme il est rare également dans les filons du type et de l'âge hercyniens d'Europe.

	PAYS	NATURE PÉTROGRAPHIQUE du terrain métallifère
Tyrolien (Marnes irisées ou keuper).		
Virglorien (Muschelkalk).	Silésie.	Calcaire (gîte de contact filonien ?)
Werfénien sup. (Sommet du grès bigarré.)	Sarrelouis et Saint-Avold. Cheshire.	Grès cuprifère et plombifère. Grès cuprifère.
Werfénien inf. (Base du grès bigarré.)	Cerisier (Alpes-Maritimes). Cap-Garonne près Toulon. Elirondo en Navarre. Minorque. Molinillo, près Grenade. Sierra de Cuencá (N^{lle}-Castille).	Grès cuprifère. Conglomérat cuprifère et plombeux. Conglomérat cuprifère. Schistes argileux à lignite cuprifère et nodules de chalcosine. Grès à bois carbonisé métallisé et nodules cuprifères. id.
Thuringien (zechstein).	Hesse, Mansfeld, Wernersdorf en Bohême.	Grès à bois carbonisé, métallisé et nodules cuprifères. Schistes bitumineux métallifères du Mansfeld.
Saxonien (rothliegende).	Bohême, Slavonie, Oural.	Grès et conglomérats cuprifères à végétaux.
Autunien. ou Artinskien		

D'après ce tableau, tout en différant d'âge dans une certaine mesure, ces minerais sont néanmoins localisés dans la partie supérieure du permien et la base du trias. En dehors de la pyrite de fer qui se trouve un peu partout, c'est, en Europe, à peu près la seule zone de toute l'échelle géologique ayant échappé au métamorphisme régional, où l'on trouve de semblables minerais sulfurés avec une allure stratiforme pouvant faire croire à une sédimentation contemporaine.

4° Les couches schisteuses du Mansfeld, que nous supposons ainsi métallisées par précipitation chimique immédiate, se distinguent aussitôt des massifs schisteux à im-

prégnation filonienne postérieure, par la localisation remquable des métaux dans une petite strate extrêmement mince, tandis que les substitutions hydrothermales en terrain calcaire, ou les diffusions du métamorphisme régional dans une série schisteuse, par lesquelles nous interprétons d'autres gisements, peuvent être dispersées sur une épaisseur considérable de terrains. Cette différence s'explique aisément par le mode même de formation : la précipitation sédimentaire, d'origine chimique, ayant dû nécessiter pour se produire une très longue concentration préalable des métaux dans le bassin, suivie d'une précipitation très rapide au moment précis où les conditions de réduction ou de saturation ont été réalisées.

5° Il y a une certaine relation, que nous essayerons de faire ressortir, entre le développement des minerais métalliques dans le sédiment et la présence ou l'absence des mêmes métaux, dans les filons antérieurement cristallisés du massif primaire voisin. Là où ceux-ci contiennent du cuivre, c'est le cuivre qui domine dans les strates. Ailleurs, le cuivre manquant, mais le plomb étant abondant, on peut avoir un peu de galène. Enfin, quand le cuivre et le plomb font défaut dans les filons, ils ne se trouvent guère non plus dans les sédiments dont les éléments clastiques ont été empruntés à la destruction du massif qui les encaisse.

6° Les sédiments cuprifères, qu'ils soient gréseux ou schisteux, présentent une association, on peut le dire constante, des éléments métalliques avec des matières organiques, qui ont évidemment amené leur précipitation par action réductrice, soit que l'on ait affaire à une fine imprégnation hydrocarburée bitumineuse donnant une poussière métallique, comme pour la *speise* du Mansfeld, soit que des poissons ou des fragments de bois se soient transformés en chalcopyrite, phillipsite ou chalcosine, comme ailleurs ils se chargent si aisément de sulfure de fer, soit

enfin que l'on ait, comme à Minorque, de véritables combustibles, métallisés par du sulfure de cuivre, l'équivalent exagéré des houilles pyriteuses.

7° Au-dessus de ces mêmes sédiments cuprifères et à leur voisinage immédiat, on trouve, dans une foule de cas, au Mansfeld comme dans l'Oural, une série de produits d'évaporation caractéristiques, tels que le gypse, le sel gemme, etc., marquant apparemment le caractère lagunaire et la concentration des bassins où se sont déposés les métaux.

C'est tout cet ensemble de faits que nous allons particulariser et préciser en étudiant la chaîne hercynienne d'Europe sur toute sa longueur, pour y examiner les divers gisements stratiformes à origine contestable : gisements dont, après discussion, les uns nous paraîtront à laisser de côté comme intrusifs, et les autres à faire entrer dans la théorie sédimentaire exposée plus haut. Étant donnée la relation possible entre les sédimentations métallifères et la destruction des filons antérieurs qui venaient d'être mis à jour, nous serons amenés à signaler sommairement quelques groupes de filons que nous rencontrerons sur notre route, mais sans faire en aucune façon la description complète de ces métallisations filoniennes, qui jouent un rôle si capital sur la même chaîne.

ÉTUDE DE DÉTAIL DES DIVERSES PARTIES DE LA CHAINE HERCYNIENNE.

Espagne. — Nous allons suivre la longueur de la chaîne hercynienne en Europe, du Sud-Ouest au Nord-Est, sans nous occuper de l'âge précis des gisements étudiés ; une classification par âge, à laquelle on aurait pu songer et que représente le tableau précédent (*), aurait

(*) Page 493.

en effet le défaut de disperser beaucoup notre description.

Nous commencerons donc cette étude à la pointe Sud de l'Espagne; outre les restrictions géographiques de notre sujet qui nous forcent à laisser de côté l'Afrique, nous y serions en outre contraints par l'obscurité que présente encore le prolongement de la chaîne hercynienne sur ce continent africain. Il ne serait pourtant pas tout à fait impossible qu'il y eût, dans le Nord-Ouest de l'Afrique, au Maroc et dans le Sud-Ouest du département d'Oran, quelque chose d'analogue aux formations que nous allons bientôt longuement décrire.

On sait, en effet, comme les terrains primaires et archéens décrivent une courbe à travers le détroit de Gibraltar pour aller raccorder, suivant le pourtour de la côte, les plis de la Sierra Nevada à ceux de l'Atlas. Dans la région saharienne, les terrains carbonifères plissés reparaissent en de nombreux points, vestige probable de quelque ancienne chaîne hercynienne et, bien que le permien ne soit nulle part très bien défini au Nord de cette chaîne, il peut être permis de lui rapporter certains grès et conglomérats de l'Ouest de l'Algérie : les grès rouges de Tetuan et du Rif, souvent aussi classés comme triasiques; ceux signalés par Von Fritsch au Sud du grand Atlas, etc. En tout cas, les lagunes triasiques ont existé sur la longueur de l'Algérie avec leurs dépôts de gypses caractéristiques. Il est donc très possible qu'une destruction ancienne de filons, qui peuvent se présenter dans la zone primaire saharienne et la Meseta du Maroc, ait donné des conglomérats métallifères. On a déjà émis l'hypothèse qu'il conviendrait peut-être de rattacher à une formation de ce genre les grès cuprifères très étendus (à ciment de chalcosine ou de malachite) de la région d'*Aïn Sefra*, dont l'origine paraît bien devoir être cherchée dans un phénomène d'érosion analogue à ceux que nous allons étudier, mais dont il est possible aussi que l'âge

soit plus récent (néocomien) et dont je ne signale, par conséquent, ici la place qu'à titre extrêmement problématique et pour mémoire (*).

Le *Sud-Est de l'Espagne* présente une importante formation de grès permo-triasiques, qui arrivent en stratification discordante sur les divers terrains primaires, y compris le carbonifère (**). Cette formation gréseuse, que l'on retrouve également aux Baléares, présente, quel que soit son âge précis, un réel intérêt pour les gisements métallifères. Elle longe partout au Sud-Est la Meseta ancienne, sur le bord de laquelle on n'en retrouve que de rares lambeaux, débris possibles d'une formation beaucoup plus étendue détruite par les érosions. A la base, on observe souvent des grès fins micacés rouges ou verts, avec conglomérats anguleux, qui doivent représenter le permien; puis, en discordance de stratification, des grès violacés pâles, avec poudingues à cailloux de quartz blanc appartenant au trias, auxquels succèdent des marnes irisées gypsifères et des calcaires dolomitiques.

Comme sur toute la longueur de la chaîne hercynienne, ces terrains détritiques, formés au pied du plissement carbonifère, renferment par endroits des imprégnations métallifères de cuivre et parfois de plomb. Je vais en citer divers exemples : au Molinillo près de Grenade, dans la Serrania de Cuenca, à Minorque, etc.

Le petit gisement du *Molinillo, près de Grenade*,

(*) Voir, sur ces dépôts très étendus et qui paraissent se prolonger au Maroc : *Richesses minérales d'Afrique*, 141 et 314.

(**) La carte géologique d'Espagne rapporte tous ces terrains au trias, et l'existence même du permien a été, en effet, longtemps discutée en Espagne. Il est probable cependant que le permien existe autour de la Meseta comme dans les Pyrénées et dans l'Ouest du Plateau Central où il a été autrefois méconnu. C'est, pour l'Andalousie, l'opinion de MM. Michel Lévy et Bergeron (*Mission d'Andalousie*, p. 225), qui ont rappelé à ce propos l'historique de la question; c'est également la conclusion à laquelle on est arrivé pour les plantes de Bussaco en Portugal. — Cf. Bertrand et Kilian, *ibid.*, p. 394.

a été décrit par M. Raf. Sanchez Lozano (*). Il est situé à environ 25 kilomètres de Grenade, sur la route de Cadix, dans une région minéralisée, d'autre part, par d'assez nombreux filons de galène, blende, etc.

On a là, sur les schistes cambriens : du côté Sud du rio Fardès, des calcaires plus au moins magnésiens du trias moyen, avec galène filonienne et calamine ; du côté Nord des poudingues, schistes et grès bariolés, marnes argileuses et sableuses également triasiques, qui contiennent le cuivre ; dans l'intervalle, un dyke de spilite.

La coupe complète au Nord présente, de bas en haut : d'abord, un poudingue à galets de quartz blanc ; puis des schistes et grès rouges violacés renfermant un filon-couche de barytine cuprifère ; des calcaires magnésiens ; des marnes grises avec gisement interstratifié de galène argentifère et barytine ; enfin des grès jaunâtres à fragments de bois carbonisé transformés en chalcosine, avec nodules cuprifères de 5 à 20 millimètres de diamètre à centre organisé et, plus haut, veinules de gypse. Les premiers gisements semblent résulter d'une imprégnation hydrothermale filonienne ; le dernier présente des caractères analogues à ceux des sédiments cuprifères précipités dans des lagunes concentrées sur des matières organiques, que nous allons rencontrer, toujours semblables, en tant de régions si diverses. La relation qui a pu exister entre ces deux phénomènes distincts n'apparaît pas clairement. Elle pourrait inspirer quelques doutes sur le caractère sédimentaire de ce bassin cuprifère. Mais elle s'expliquerait aussi par un intervalle de temps restreint entre l'imprégnation filonienne et la destruction.

Une région très importante pour ses formations métallifères est celle de *Linarès-la-Carolina*, où d'innombrables et parfois très importants filons de galène, avec un peu

(*) *Bol. de la Com. del mapa Geol. de España*, 2e série, t. VI, 1902, p. 9.

de cuivre, souvent enrichis en cuivre par cémentation dans les parties altérées superficielles, mais presque exempts de zinc, recoupent les terrains primaires et les granites près de la grande coupure qui tranche le massif de la Meseta suivant la vallée du Guadalquivir. Ces filons présentent cette particularité d'être recouverts par les grès du trias, dans lesquels ils ne pénètrent jamais. On peut donc les rattacher, avec une précision que nous ne retrouverons pas toujours dans la suite de cette étude, à la formation hercynienne. Ils nous montrent ainsi la réalité et le développement de cette métallisation filonienne d'âge hercynien, à la destruction de laquelle nous attribuons les sédiments permo-triasiques. Mais nous devons ajouter, quoique ce soit contraire à notre thèse, qu'on ne signale pas ici d'imprégnation métallifère dans les grès superposés. Leur direction principale, à peu près parallèle à la faille du Guadalquivir, et leur localisation au voisinage de cette faille indiqueraient peut-être que cette cassure était déjà amorcée dès l'époque carbonifère; mais on sait qu'un peu plus à l'Ouest, dans un rayon de 50 à 70 kilomètres, les filons métallifères, et surtout les filons plombeux, sont très nombreux (Guadalcanal, Penarroya, Castuera, Horcajo, etc.). Plusieurs d'entre eux présentent une assez curieuse relation apparente avec trois zones de terrain houiller alignées N.-W.-S.-E. parallèlement aux plis de la Sierra Morena. On peut remarquer combien toute cette région de la Meseta, aux métallisations d'âge probablement hercynien, est souvent caractérisée par de belles fractures très continues, très homogènes, traversant granites et schistes sans changer de direction : ce qui, comme j'ai eu l'occasion de le faire remarquer ailleurs, paraît être un caractère habituel de la zone moyennement profonde mise à jour par les érosions dans la longueur de la chaîne hercynienne. A cette profondeur, toutes les petites fissures éparpillées de la surface ayant disparu, il ne

subsiste que les grandes dislocations plus importantes et, par suite, plus continues. C'est pour la même raison aussi sans doute que la plupart de ces beaux filons se terminent à 3 ou 400 mètres de profondeur.

Certains gisements de la *côte de Carthagène*, assez problématiques, sembleraient, d'après les descriptions qui en ont été données, se rapporter beaucoup plus directement à notre étude que les précédents. Nous allons voir, au contraire, qu'ils doivent être entièrement laissés de côté ici.

Une longue zone métallifère suit, on le sait, la côte depuis Alméria, où l'on a fait diverses tentatives récentes pour l'exploitation du fer, vers Cabo de Gata jusqu'à Aguilas, Mazarron et Carthagène, avec de très nombreux gisements complexes de tous genres. La majeure partie de ces gisements est en rapport à peu près incontestable avec des éruptions tertiaires qui longent la côte et se rattachent au type filonien d'Algérie dont elles sont la continuation ; elle sort donc sans conteste de notre sujet ; mais quelques gisements de Carthagène ont pu, au contraire, être rattachés au type hercynien et, bien que ce ne soit pas là notre conclusion, comme on va le voir, la question demande tout au moins à être discutée.

J'ai décrit autrefois, d'après les notes de MM. Fuchs et Ledoux (*), ces gisements curieux, dans l'aspect actuel desquels les actions d'altération superficielle et de remise en mouvement entrent évidemment pour une part essentielle ; c'est ce rôle des altérations qu'il importe aujourd'hui de mettre en lumière suivant nos idées nouvelles.

Parmi les très nombreux types de gisements que présente la région de Carthagène, il en est que nous pouvons immédiatement rattacher sans conteste à ce genre d'altérations. Tels sont les amas de calamine ; tels encore les

---

(*) *Gîtes métallifères*, II, 550 à 556.

couches d'oxyde de fer manganésé, intercalées au contact des schistes et des calcaires ; tels les carbonates de plomb, ou les *crestones*, c'est-à-dire les masses de galène et de sidérose, résultat probable d'une altération de pyrite et galène (comme on l'a constaté, par exemple, sur certains coins du C. de Sancti Spiritu), etc. Dans toutes ces formes superficielles, on aperçoit aisément le rôle des terrains calcaires, superposés d'une façon générale aux schistes permo-triasiques de la Sierra de Carthagène (*) : calcaires dans lesquels subsistent, par endroits, des veines de galène, qui marquent l'existence primitive des sulfures complexes, des B. G. P. habituels. Il paraît bien en être de même d'une fameuse couche dite des silicates (*manto de los azules*), constituée par une calcédoine ferrugineuse avec mouchetage de galène. C'est probablement là un de ces types de sédiments ultérieurement silicifiés comme on en connaît nombre d'exemples dans les terrains métamorphiques (meulières du bassin de Paris, minerais de fer du Mesabi Range, aux États-Unis, minerais cuprifères du Caucase) et le minerai originel a bien des chances pour avoir été une strate (peut-être un banc argilo-gréseux, comme on l'a supposé par continuité, ou même un banc calcaire) devenue, en même temps que siliceuse, pyriteuse et galénifère.

Enfin, l'on trouve, à divers niveaux, dans les schistes métamorphisés de la région de Carthagène, au-dessus et au-dessous de la couche de silicates, des lentilles de blende ou parfois de galène, sans grande valeur industrielle, mais qui doivent représenter une des formes originelles du gisement.

On est donc amené à considérer qu'il y a eu là, dans un complexe de schistes et de calcaires, notamment sur

(*) Ces schistes et calcaires, qui ne renferment pas de fossiles, sont habituellement classés à la base du trias.

les contacts des deux terrains, ainsi que cela arrive si souvent dans ce cas, des imprégnations irrégulièrement interstratifiées de sulfures B. G. P., dont nous pouvons négliger les altérations postérieures.

Ces imprégnations rappellent beaucoup, par leurs interstratifications apparentes, certains caractères du Laurium et même de la Silésie. Faut-il les considérer comme contemporaines des couches encaissantes ? Nous ne le croyons pas, et il nous semble infiniment plus vraisemblable qu'on a là un cas de manifestation filonienne tertiaire à type relativement profond, contemporain de tous les autres gisements analogues qui font le tour de la Méditerranée, en Sardaigne, en Grèce, en Turquie d'Asie, en Tunisie, en Algérie, etc. Ce qui rend cette hypothèse très vraisemblable, c'est la prolongation de types analogues vers Mazarron et Almeria (*) : par exemple dans la Sierra de Bedar, des couches d'hématite au contact des calcaires et des schistes avec des brèches dolomitiques cimentées par de la galène ; dans la Sierra de Gador, les fameux minerais de plomb du calcaire dolomitique activement exploités au début du XIX[e] siècle ; au Cabo de Gata, les calamines, galènes, cérusites et minerais de manganèse ; la série des minerais de fer des environs d'Almeria (Sierra Alhamilla, Los Baños, Alfaro, Sierra Filabres, Bacarès), qui semblent bien être des chapeaux de filons du type pyrénéen ou algérien. La Sierra de Carthagène ne serait donc qu'une des nombreuses manifestations de la richesse métallifère complexe associée, tout autour de la Méditerranée, avec les venues éruptives tertiaires, et devrait être laissée de côté dans l'étude de la chaîne hercynienne.

Il n'en est pas de même des imprégnations cuprifères

(*) Juan Pié y Allue, *Annuario de la Mineria*, 1896 (résumé dans *Z. f. pr. G.* 1897, p. 27).

dans les grès permo-triasiques de la *Sierra de Cuenca* en Nouvelle-Castille (entre Madrid et Valence), étudiées autrefois par Jacquot (*) et comparées par lui à celles de la région de Sarrelouis.

Il existe, environ à 35 kilomètres de Cuenca, dans la région d'Hinarejos, un lambeau de grès rouge, probablement permien, qui recouvre en discordance le dévonien et le houiller. A la base de ce grès rouge, un poudingue à gros éléments renferme, paraît-il, des poches de sidérose ; un peu plus haut, les grès d'Hinarejos et de Boniches présentent un petit horizon cuprifère sous forme de cuivre gris en rognons (ou de carbonate) : le cuivre étant directement relié, par un phénomène que nous retrouverons souvent au cours de cette étude, avec une veine charbonneuse. Il est à remarquer que, non loin de là, Jacquot signale, au pic de Ranera, une veine de cuivre gris qui coupe transversalement les conglomérats un peu plus anciens de la base du permien. Comme dans le gisement de Molinillo, ce fait, dont nous rencontrerons encore plus d'un exemple, est susceptible de deux interprétations contraires. Les grès métallifères, supposés permieus, sont recouverts par d'autres grès, puis par des calcaires dolomitiques avec quelques lentilles calaminaires et par des marnes irisées avec gypse et sel.

Le même facies que nous venons de signaler au Molinillo près de Grenade et dans la Serrania de Cuenca, semble se retrouver dans l'île de *Minorque*, d'après les coupes inédites et les échantillons qui m'ont été communiqués autrefois par M. Pitzbuer, établissant l'existence, dans tout le Sud-Ouest de l'Europe, d'un type métallifère analogue à celui qui prend plus de valeur industrielle dans le permien d'Allemagne et de Russie (**).

(*) 1886, Jacquot, *Esquisse géologique de la Serrania de Cuenca* (*Annales des Mines*, 6e série, t. IX, p. 407 et Pl. IX).

(**) Voir carte de Minorque, pl. IX, *fig*. 2.

Ce fait n'est pas sans quelque intérêt même pour la géologie générale, car le mode de rattâchement des Baléares aux chaînes du continent demeure, on le sait, très problématique, et l'on peut se demander tout d'abord quel est le rôle de ce témoin tout à fait isolé d'un permo-trias cuprifère dans la Méditerranée. Aussi j'insisterai un peu sur ces gisements, dont une description espagnole a été publiée par M. Rafael Sanchez Lozano (*) en utilisant des renseignements de même origine que les miens.

L'île de Minorque a été coupée en deux parties bien distinctes par les accidents tertiaires (surtout éocènes) : au Sud, des terrasses horizontales miocènes, qui ne nous intéressent pas ici ; au Nord, des terrains dévoniens à plissements Nord-Sud avec intercalation de trois principaux lambeaux permo-triasiques effondrés entre des failles et manteau local de lias transgressif. On a trouvé du cuivre dans deux de ces lambeaux permo-triasiques, surtout dans la partie centrale de l'île, à la Rubia, à 8 kilomètres Sud du port de Fornelles, immédiatement au-dessus du Mercadal, entre ce village et le mont Toro, où ont été faits les derniers travaux des recherches, accessoirement à Santa-Theresa.

Le trias métallifère est composé de grès bariolés que surmontent des calcaires gris à tubulures rattachés au muschelkalk, par-dessus lesquels arrive le lias. Dans ces grès bigarrés, inclinés environ à 30° sur l'horizon, s'intercalent, en apparence à trois niveaux distincts espacés de 1 mètre à 1^{m},90, mais peut-être, en réalité, sur un même niveau ramené par des failles, des formations de schistes argileux contenant un mince lit de houille cui-

(*) *Boletin de la Comision del mapa geologica*, 2e série, t. VI, 12 p. — *Criaderos sedimentarios de cobre en Menorca y en Granada.* — Cf. D. Jaime Ferrer (*Bol. de la Soc. esp. de Hist. Nat.*, t. 1, n° 9).

(**) 1885, Nolan, *Structure geol. d'ensemble de l'archipel Baléare* (*Bul. Soc. Geol.*, 3e série, XXIII, p. 76-91) et *Trav. du labor. de Grenoble*, III, 1894, p. 29-44.

vreuse à galets de chalcosine. Ces couches de houille, leur toit, leur mur, leur composition, sont tout à fait identiques entre elles; en outre, des apparences de plan de glissement que l'on a cru remarquer ont pu faire supposer une sorte d'imbrication par écailles, d'où la vraisemblance qu'il n'existe qu'une seule couche disloquée. Le gisement, malgré de très grandes richesses locales, a donc paru trop irrégulier pour être pratiquement exploitable. Mais on n'en a pas moins constaté, sur une centaine de mètres, l'existence d'un lit charbonneux d'environ 2 centimètres de large, contenant de véritables galets aplatis de chalcosine, qui arrivent à lui assurer une teneur de 35 à 60 0/0 de cuivre.

Cette chalcosine (*) n'est peut-être qu'un premier stade d'une altération de chalcopyrite, qui, aux affleurements, donne souvent des malachites. Il est probable qu'il faut voir là le produit de la destruction des filons cuivreux hercyniens, sans doute situés dans une partie de la chaîne disparue lors des effondrements tertiaires et dont un représentant existe encore, dit-on, sous la forme d'un quartz cuivreux dans l'île de Colon.

A cette destruction mécanique n'a pu manquer de s'ajouter — la présence de la houille le montre assez — une dissolution suivie d'une reprécipitation par réduction. Nous sommes vraisemblablement ici en présence d'une exagération de ce phénomène bien connu qui a précipité le cuivre en chalcosine sur tous les troncs carbonisés du permien de la Hesse, de la Westphalie, de la Bohême, de l'Oural, etc. La matière végétale étant ici plus rassemblée, au lieu de simples troncs cuprifères, on aura eu un véritable niveau de houille cuivreuse, qui constitue une curiosité minéralogique (**).

(*) Par endroits la chalcosine est, paraît-il, antimonieuse.

(**) C'est, comme je l'ai déjà fait remarquer plus haut, l'équivalent, au métal près, des houilles pyriteuses que l'on trouve si fréquemment.

Si nous nous rapprochons maintenant de la chaîne pyrénéenne, nous rencontrons en *Navarre* du trias cuprifère, sur lequel on a fait autrefois quelques travaux près de *Elirondo*. D'après une obligeante communication de M. Ramon Adam y Yarza, il s'agissait là d'un conglomérat quartzeux triasique à faible teneur en pyrite de cuivre (*).

Plus loin, c'est, on le sait, sur le littoral méditerranéen qu'il faut chercher le prolongement de la zone permo-triasique, étudiée jusqu'ici en Espagne.

France. — Nous allons trouver là, dans les Maures et l'Esterel, puis dans les Alpes Maritimes, des exemples intéressants de conglomérats cuprifères et plombeux, attribuables probablement à la destruction presque immédiate de filons.

Les mines du *Cap-Garonne*, entre Toulon et Hyères, font partie d'un horizon de passage entre le permien et le trias (rattaché sur la carte de détail au grès bigarré, t'''), qui est marqué là par un conglomérat à galets quartzeux, superposé aux grès et schistes rouges du permien, surmonté par les grès bariolés du trias.

Au Cap-Garonne (Colle negre), on a, d'après M. Lotti (**), une couche de conglomérat à peu près horizontale, épaisse de 3 à 8 mètres, formée surtout de galets quartzeux avec ciment kaolineux et micacé. Le minerai, très irrégulièrement réparti, y occupe, en général, une zone médiane de $0^m,80$ à $1^m,20$ d'épaisseur, dans laquelle la partie supé-

(*) La question du permien de Catalogne et d'Aragon a été discutée à la Société Géologique (16 mars 1903) par MM. Caralp, Carez, etc.

M. Adam y Yarza me parle d'une mine de galène située au contact d'une ophite à Jubera, province de Logrono. L'ophite, qui n'affleurait pas à la superficie, a été recoupée par les travaux.

(*) Lotti, *Rassegna min.*, t. XIV, n° 16, 1901, p. 281. *Z. f. p. G.* — Emmons, *ibid.*, 1902, p. 126. — *Feuille de Toulon*, par Marcel Bertrand (1886). — Cf. sur Cerisier, L. de Launay. *Gîtes métallifères des Alpes* (*Monde moderne*, mars 1895) *et Feuilles de Saint-Martin-Vésubie et de Nice*, par Léon Bertrand.

rieure ne contient que de la galène, l'inférieure que des minerais de cuivre, chalcopyrite rare, chalcosine et peut-être oxyde noir (mélaconite) : la séparation des deux parties étant très nette. A l'Est, le plomb domine ; à l'Ouest, le cuivre. Les deux métaux constituent parfois des grains ; parfois aussi on a des cristaux de galène avec barytine (*) dans un ciment siliceux. Enfin il existe, toujours suivant M. Lotti, de véritables fragments de galène et des galets de quartz renfermant de la pyrite ou de la chalcosine. Pour M. Lotti, c'est la preuve qu'on a affaire là à des matériaux résultant de la destruction presque sur place de filons analogues à ceux qui existent en divers points de la chaîne des Maures : aux Bormettes, 20 kilomètres plus à l'Est, ou, plus à l'Est encore, vers Saint-Tropez, à Cogolin et, en remontant vers le Nord entre Cogolin et le Muy à Vaucron, etc. (feuille de Draguignan) : filons probablement hercyniens, mais post-permiens d'après les constatations faites aux Bormettes et se rattachant apparemment au grand mouvement d'éruptions porphyriques permo-triasiques qui caractérise cette région.

M. Emmons me paraît avoir fait remarquer avec juste raison la difficulté qu'il y avait à ce qu'une simple préparation mécanique eût donné ainsi une couche inférieure de minerais cuivreux, une supérieure de galène. Il est bien probable qu'en dehors de cette préparation mécanique, un commencement de dissolution et de séparation chimique, analogue à celui que nous trouvons si marqué dans

(*) La barytine est une substance qui, malgré son insolubilité apparente, semble se concentrer aisément dans les formations superficielles, où elle peut être empruntée aux plagioclases barytiques, beaucoup plus fréquents qu'on ne le croyait autrefois. C'est pourquoi, dans les filons, elle disparaît souvent en profondeur ; c'est pourquoi aussi elle s'associe aisément avec le manganèse, autre métal de concentration superficielle. Nous retrouverons tout à l'heure, dans la région du Mansfeld, des exemples de l'association barytique avec nos sédiments métallifères hercyniens.

d'autres dépôts, sera intervenu, et cette réaction chimique paraît notamment nécessaire pour expliquer l'absence du zinc, qui, on le remarquera, fait toujours à peu près défaut dans ces gisements sédimentaires, tandis qu'il domine, au contraire, dans certains filons du voisinage, tels ici que ceux des Bormettes.

L'altération superficielle a dû également intervenir pour achever la séparation entre les sels de cuivre solubles et les sels de plomb à peu près insolubles (*).

Quelque chose de très analogue à ces gisements du Cap-Garonne se retrouve plus au Nord-Est, dans les *Alpes-Maritimes*.

Il existe là, au-dessus des terrains cristallins et des lambeaux de houille problématique qui y sont intercalés, des terrains permiens et triasiques, renfermant, à la base du trias, des imprégnations cuprifères, sur lesquelles ont été faits quelques essais d'exploitation.

Le permien commence, dans cette région, par des grès et arkoses grossiers et se poursuit par une importante assise de schistes rouges argileux, atteignant jusqu'à 700 mètres. Au-dessus viennent, sur 40 mètres d'épaisseur, des grès schisteux bariolés triasiques, avec poudingue à galets de quartz blanc à la base : grès, dans lesquels se présente le cuivre, et le tout est surmonté par une assise calcaréo-magnésienne, souvent gypseuse.

Les principales recherches du cuivre ont été faites au Nord de Puget-Théniers sur la concession du Cerisier, autour de Saint-Sauveur et, plus au Nord, à côté de Saint-Etienne.

(*) Emmons dit, à ce propos, que, dans les montagnes Rocheuses, il est fréquent d'observer, dans l'altération de minerais, une semblable séparation du cuivre et du plomb et cite notamment Tintic dans l'Utah, où un groupe de filons renferme : 1° d'un côté, de la chalcopyrite aurifère, de l'autre de la galène argentifère. Ce qu'il en dit semble toutefois impliquer plutôt des conditions de dépôt primitives qu'un processus de métamorphisme.

Plus loin, la zone de dépôts permiens, situés sur le flanc Sud de la chaîne hercynienne que nous suivons en ce moment, se recourbe sur la longueur des Alpes (*), puis longe à l'Est l'Adriatique, en Istrie, Bosnie, Serbie, etc. Il est bien probable que, dans ces régions, il doit exister des dépôts analogues à ceux qui nous occupent, mais je n'en ai pas connaissance. Je rappelle seulement qu'il existe, sur le flanc Sud des Alpes, dans la province de Bergame, puis en Carinthie et en Istrie, à Raibl, Bleiberg, etc., d'assez nombreux gisements de plomb et de zinc intercalés dans ces calcaires triasiques, sur lesquels en général l'altération superficielle récente a produit des effets, dont Raibl présente le type le plus caractéristique. Mais, outre que ces gisements paraissent d'origine filonienne, ils me semblent, pour la plupart, d'âge alpestre, comme l'indiquent, outre la présence de quelques-uns d'entre eux dans le crétacé, la relation de certaines dislocations filoniennes, telles que celles d'Idria, avec tout un ensemble tectonique atteignant le tertiaire et même le caractère de plusieurs gisements où l'on trouve associés le plomb et le mercure (Littai), le plomb, le cuivre, l'antimoine, le mercure (Bosnie, Serbie, etc.) dans des conditions rappelant tout à fait les types algériens et s'éloignant au contraire absolument des facies hercyniens.

Si nous laissons maintenant de côté le flanc Sud de la chaîne hercynienne, avant de passer au flanc Nord, qui va nous occuper plus longtemps, il y a lieu de considérer un moment les terrains de la chaîne elle-même : chaîne

(*) En Corse, il existe une zone assez importante de minerais cuprifères jalonnant des roches ophiolitiques éocènes ; mais la chaîne hercynienne, analogue au Plateau Central, doit être pauvre en métaux, et on n'en signale pas dans le permo-trias de Corté, dont la coupe est la suivante : I. Schistes bariolés, grès verts ou rouges ; II. Poudingue ; III. Cargneules et calcaires dolomitiques avec lentilles de gypse.

Voir Nentien (1897), *Etudes sur la Const. géol. de la Corse*, p. 267, et *Etudes sur les gîtes minéraux de la Corse* (*Ann. Min.*, t. XII, 1897).

qui, on le sait, comprend, comme éléments essentiels, la Meseta espagnole, la Bretagne, le Plateau Central français, les Vosges et la Forêt-Noire, la Bohême, le plateau russe, etc.

Toute cette zone est intéressante pour les filons métallifères du type plombo-zincifère. Il est vrai qu'elle est peut-être plus encore minéralisée par des remplissages d'âge alpestre que par des incrustations de type hercynien : cette zone, qui a constitué un avant-pays pour les mouvements alpestres, s'étant à ce moment ébranlée, disloquée et incrustée de minerais, en même temps qu'elle donnait passage à d'abondantes manifestations volcaniques. Mais elle offre aussi des filons d'âge hercynien, dont nous aurions à nous occuper en détail si nous faisions ici l'étude de ces filons. Les sédiments métallisés connexes présentent, au contraire, fort peu d'importance, tant qu'on ne s'écarte pas vers le Nord du côté du rivage thuringien et des lagunes qui ont suivi ce rivage. Il suffira, pour ces massifs, d'une assez courte description, que nous allons commencer par leur consacrer.

Sur la périphérie du *Plateau Central*, les terrains permotriasiques sont assez largement représentés dans des conditions qui auraient pu paraître à première vue comparables à celles du Mansfeld ou de la Bohême, avec conglomérats, grès rouges, schistes bitumineux, etc. Mais il manquait évidemment le point de départ essentiel pour une formation de minerais sédimentaires, c'étaient les minerais filoniens à détruire et à remanier ; et la pauvreté de notre Plateau Central en filons cuivreux se retrouve tout naturellement dans ces terrains détritiques (*). Le plomb, lui, ne manquait pas dans le Sud-Ouest, et il se

(*) Je mentionne seulement pour mémoire une tentative récente pour exploiter comme minerais d'or des diorites et des lambeaux houillers voisins à la Cappe Marival dans le Lot : terrains dont le métal était tout imaginaire.

retrouve dans les grès plombifères triasiques de Mas de l'Air (Gard) (*).

Peut-être encore peut-on citer à ce propos un certain nombre de bancs de meulières ou quartz cariés à galène et parfois à manganèse, que l'on trouve intercalés en divers points dans le trias ou l'infralias de la bordure, notamment à Crozon, La Châtre et Sioudray dans l'Indre, à Chitry et Corbigny, dans le Morvan, à Étaules près Avallon, etc. (**). Autrefois tous ces gisements, qui renferment souvent aussi de la barytine et de la fluorine, ont été considérés comme des produits directs et contemporains d'épanchements geysériens métallisés. Il est à peu près certain qu'il faut y voir des produits de silicification postérieure ayant imprégné : tantôt, comme à Etaules, une arkose infratriasique reposant sur le granite, ailleurs peut-être des calcaires. Des fossiles, que ceux-ci contenaient, se sont trouvés alors imprégnés de galène. Daubrée et Michel Lévy n'ont pas mis en doute que cette silicification fût d'origine profonde et d'âge infraliasique. A cet égard, il pourrait y avoir lieu de reprendre la question en pensant à une réaction descendante d'origine continentale et d'âge plus récent.

Il faut d'ailleurs ajouter que, pour quelques-uns au moins de ces gisements, l'imprégnation tertiaire n'est guère douteuse, ainsi que cela paraît être le cas pour la grande cassure métallisée de la feuille de Confolens, à Alloue.

D'une façon générale, nous venons de rappeler que l'âge des filons métallifères du Plateau Central est d'ordinaire mal déterminé. Certains d'entre eux sont hercyniens ; mais le plus grand nombre sont le résultat des ébranlements tertiaires, comme le prouvent leurs minéralisations

(*) Voir des échantillons divers dans la collection de l'Ecole des Mines.

(**) Voir *Gîtes*, II, 516. — Cf. (1887), DAUBRÉE, *les Eaux souterraines aux époques anciennes*, p. 126.

étendues aux divers terrains du voisinage, y compris le jurassique, par exemple sur la bordure Sud-Est, dans le Gard ou au Nord-Ouest dans la Charente.

Mais, si les métaux, tels que le cuivre, sont rares dans les sédiments permo-triasiques autour du Plateau Central, le fer y est, au contraire, relativement abondant, parfois même assez pour avoir paru constituer un véritable minerai, comme dans le grès bigarré de Lunel (Aveyron) (*).

L'observation que nous venons de faire pour le Plateau Central s'applique également aux *Vosges et à la Forêt Noire*, où je ne crois pas que l'on ait signalé de sédiments métallifères dans le genre de ceux qui nous occupent en ce moment, bien qu'il existe, soit en Alsace, soit dans le duché de Bade, d'assez nombreux filons complexes, tels que Framont, château Lambert, Sainte-Marie-aux-Mines (Markirch), Giromagny, etc.

Angleterre. — Plus au Nord nous trouvons, dans *l'Angleterre centrale et l'Ecosse* une zone métallifère permo-triasique, placée un peu latéralement par rapport à la chaîne dont nous étudions ici la métallogénie. La chaîne pennine, le pays de Galles, les îles de Man et d'Anglesea présentent des métallisations filoniennes d'âge hercynien bien caractérisé qui ont pu contribuer un peu plus tard à enrichir en métaux les sédimentations littorales.

C'est ainsi qu'il existe dans le *Cheshire*, au Sud de Liverpool, et en divers autres points (Clive, Harmour, etc.), des grès du trias contenant du cuivre et du plomb, avec traces de vanadium.

Le permien anglais commence par des grès et conglomérats bariolés avec énormes blocs argileux et marnes rouges parfois gypsifères ; il se continue par l'étage dit du calcaire magnésien.

Le trias déborde transgressivement sur lui et s'étend

(*) DUFRENOY, *Traité de minéralogie*, t. II, p. 497.

sur le houiller près de Nottingham ; il est presque partout formé de grès et marnes (new red sandstone). Dans le Nord-Ouest, où il atteint 1.500 mètres d'épaisseur, il renferme d'énormes blocs roulés. Des conglomérats à blocs également énormes, parmi lesquels très probablement des cailloux striés de moraines glaciaires, se retrouvent sur la côte Sud du Devonshire : ce qui semblerait bien indiquer la démolition d'une chaîne, située dans le premier cas au Nord-Ouest, dans le second sur la place de la Manche. On signale du cuivre dans le grès bigarré à Clive et à Harmour. Plus haut, les lentilles de sel gemme et de gypse sont fréquentes.

Ardenne, Belgique et Prusse Rhénane. — Sur le continent, nous trouvons maintenant, dans l'*Ardenne*, un important massif primaire qui est remarquablement pauvre en filons métallifères, à l'exception de quelques rares filons de galène. On peut mentionner seulement, comme un indice intéressant pour notre sujet, que le seul métal filonien existant dans ce massif, le fer, qui y est assez abondant sous diverses formes et, notamment à l'état de pyrite, a donné une série de produits ferrugineux dans les premiers sédiments jurassiques, crétacés et tertiaires formés au pied de l'Ardenne par le lavage des plateaux émergés. Des exemples signalés par M. Gosselet, notamment à Fleigneux, près de Sédan, semblent également accuser un phénomène que l'on retrouve dans toute cette région et qui me paraît expliquer beaucoup de problèmes obcurs : la présence d'une altération ancienne, analogue à celle qui se produit aujourd'hui sur les continents, conservée jusqu'à nous par suite d'un recouvrement qui l'a fait échapper à la destruction par érosion postérieure.

Au contraire, si l'Ardenne est pauvre en minerais, on trouve une importante région métallifère à son extrémité N.-E. dans la *région de Verviers et d'Aix-la-Chapelle*,

et aussitôt le contre-coup en apparaît dans les sédiments métallisés. Sans entrer dans le détail, on sait qu'il existe là une très importante formation métallifère, originellement constituée des trois sulfures ordinaires de zinc, plomb et fer (B. G. P.) avec prédominance de la blende. Ces minerais, dont l'âge hercynien est bien prouvé par le manteau de cénomanien qui a passé sur eux, ont généralement, par la rencontre de terrains calcaires carbonifères, produit des amas calaminaires, dont l'altération carbonatée très profonde paraît remonter bien au delà de la période actuelle : jusqu'à la période qui a précédé la grande transgression crétacée. Les noms de la Vieille-Montagne, de Welkenraedt, d'Elbingrode, etc., suffisent à rappeler cette richesse en minerais filoniens, trop connue pour qu'il soit utile d'insister. (Voir Pl. VII.)

Cette zone métallifère cesse d'être visible au delà de Stolberg, où elle commence à être cachée, d'abord par le trias dont nous parlerons bientôt, puis par les terrains plus récents qui occupent la zone effondrée du Rhin; mais, après la coupure de ce fleuve, on retrouve les minerais filoniens quand le massif primaire reparaît, développés (dans des conditions moins favorables qu'en Belgique) vers Bensberg et Bergis Gladbach, puis Iserlohn et Altena, Arnsberg, Brilon en Westphalie. On peut remarquer la présence de l'antimoine, sous forme de cuivre gris, à Colombus (Bensberg) et sous forme de stibine à Arnsberg, ainsi que celle d'un peu de cuivre vers Bensberg.

Vers le Sud, quelques gisements métallifères ont été reconnus sur les deux rives du Rhin, gisements en général assez pauvres, mais montrant néanmoins la persistance et la dispersion de cette zone plombo-zincifère ; on les trouve intercalés, soit dans des schistes où ils se sont éparpillés, soit dans des grauwackes où ils ont pu prendre localement une valeur un peu plus grande ou une allure d'imprégnation en nombre ou en nodules.

Parmi ces gisements, il suffira de citer ceux de Königswinter à l'Est de Bonn et ceux des environs de Mayen (Silbersand, etc.), à l'Ouest de Coblentz. Dans ces derniers on retrouve, avec les B. G. P., un peu d'antimoine et de cuivre.

Commern, *Mechernich*, *Saint-Avold*. — Ce n'est sans doute pas par une simple coïncidence que le trias, là où nous le voyons recouvrir cette zone métallisée, se montre à nous avec des sédiments métallifères, dans lesquels domine le plomb presque à l'exclusion du cuivre, notamment, comme nous le ferons remarquer bientôt, au voisinage presque immédiat de certains filons plombifères de l'Eifel.

Une longue zone de trias Nord-Sud, qui suit à l'Ouest parallèlement la dépression du Rhin, passe avec des interruptions de Commern à Trèves et Saint-Avold (entre Metz et Sarrebruck). Nous y trouvons deux bassins principaux de grès plombifères ou exceptionnellement cuprifères : l'un au Nord, le groupe de Commern, Mechernich, Call, Keldenich et Strempt(*), à proximité des minerais filoniens de la Prusse rhénane et de la Belgique ; l'autre au Sud, beaucoup plus pauvre, à Wallerfangen près Sarrelouis et Saint-Avold, sur le flanc Nord des Vosges. Entre les deux, les terrains de Trèves, qui touchent à l'Ardenne non métallisée, ne renferment pas non plus de minerais.

Ces deux groupes de gisements présentent des phénomènes analogues, qui consistent surtout en grains de 1 à 8 millimètres, nodules atteignant 1 ou 2 centimètres,

(*) D'après Poszepny (*loc. cit.*, p. 172), les Romains ont exploité au Tanzberg, près Keldenich, des filons de plomb dans le calcaire dévonien sur lequel reposent les sédiments triasiques. De même, la région de Saint-Avold est une ancienne région minière où les Romains avaient déjà des exploitations de cuivre, où, plus tard, au XVIe siècle, il y eut des mines d'azur à Wallerfangen, des mines de plomb à Falk et où, dans la seconde moitié du XIXe siècle, des tentatives ont été faites à diverses reprises pour extraire le plomb contenu à la partie supérieure du grès vosgien ou à la base du grès bigarré.

grosses boules, veines et filets de galène dans des grès, ou plus rarement dans des conglomérats appartenant à l'étage du grès bigarré ou à la partie supérieure du grès des Vosges. En même temps que la galène, mais sur des points distincts, il existe un peu de blende et parfois un peu de cuivre qui a donné lieu autrefois à des exploitations ; probablement aussi du cobalt, puisqu'au XVI[e] siècle on exploitait des mines d'azur dans le gîte cuprifère de Wallerfangen près Sarrelouis ; accessoirement du manganèse et de la baryte. Aux affleurements, les minerais se sont oxydés, donnant de la cérusite ou des minerais carbonatés de cuivre : le cuivre en dessus, par cémentation, un peu plus abondant qu'en profondeur. En même temps, par une réaction curieuse, qu'on retrouve dans certains gîtes de plomb américain, par exemple à Eureka (Nevada), des traces de molybdène, qui devaient exister en profondeur, se sont concentrées à la surface sous la forme d'un minerai très visible en raison de sa coloration jaune, le molybdate de plomb. A Saint-Avold (*), il s'est produit aussi un peu de manganate de cuivre ou crédnérite.

Si nous considérons d'abord le groupe de *Commern* (**), nous y trouvons deux niveaux plombifères vers la base du grès bigarré qui recouvre transgressivement un dévonien très redressé et que surmontent à son tour des conglomérats rouges et du muschelkalk. Ces terrains sont extrêmement disloqués par des failles, qui atteignent jusqu'à 140 mètres, et l'on a attiré l'attention sur des fractures

(*) Cette association peu connue du molybdène et du plomb correspond avec la découverte qui vient d'être faite, non loin de là, dans les Vosges, à Châteaulambert entre Lacroix-aux-Mines et Giromagny, sur des anciens filons de galène, de quantités de molybdène suffisantes pour motiver une concession.

(**) OEYNHAUSEN et v. DECHEN, *Der Bleiberg bei Commern* (*Karstens Arch.*, t. IX, p. 29-40). — 1866. DIESTERWEG (*Z. f. d. B. H. u. S. W. im pr.*, p. 159-196). — 1866. HABER. *Genesis der Bleierze im Buntsandstein des Bleiberges bei Commeen* (Berggeist XI, p. 281 ; XII, p. 80). — 1886. HUPERT. *Der Berbau des Mechernichen-Bergwerks A. Ges.* Cologne. — 1909. R. BECK, *loc. cit.*, II, 175.

traversant les galets du conglomérat, dans lesquels on a pu trouver galène, cérusite, pyrite, chalcopyrite. Le grès bigarré renferme, notamment à la base, au-dessus et au-dessous du niveau plombifère, des bancs de conglomérats, très variables en allure comme en épaisseur, qui accusent une sédimentation troublée. Les minerais ont été exploités de Call à Mechernich, sur 7 kilomètres de long et 2 kilomètres de large, en particulier par la Société de Meinertzhagen.

Nous mettons en parallèle deux coupes : l'une à Mechernich, l'autre à Griesberg près Commern.

MECHERNICH.	mètres	GRIESBERG.	mètres
Grès et conglomérats.		Grès et conglomérats stériles.	
Lit argileux.			
Grès à nodules supérieur...............	26	*Grès à nodules* supérieur...............	9 à 11
Banc de conglomérat.		Conglomérat.........	0,6 à 2
Grès à nodules inférieur..............	18	*Grès à nodulès* inférieur avec nodules de galène et parfois minerais de cuivre oxydés.	10
Conglomérat de base.	0,5 à 6	Conglomérat de base avec un peu de galène et de malachite.	2 à 4
Argile rouge avec débris de grauwacke.		Dévonien.	
Substratum dévonien.			

Elles font ressortir une position des niveaux métallisés au voisinage du bedrock, que nous retrouverons également à Saint-Avold, et l'existence, entre les grès métallisés, d'un conglomérat stérile qui, s'il y avait eu imprégnation postérieure, aurait semblé devoir se prêter à la métallisation. La constance de la métallisation dans deux niveaux, à l'exclusion des autres, est peu en faveur de la théorie épigénétique.

Les nodules (Knoten), qui forment la caractéristique de ce gisement, sont, en principe, des concrétions de grains

sableux cimentés par de la galène et ayant eu une tendance à prendre dans l'ensemble une forme cristalline hexaédrique. Le minerai n'est pas, dans leur constitution, un élément indispensable ; car il existe aussi des nodules stériles. Rarement, comme à Griesberg, le ciment est formé de minerai de cuivre oxydé. La remarque que le cuivre et le plomb ne se présentent pas d'ordinaire ensemble suppose, pour les deux métaux, des apports distincts, comme s'il y avait eu destruction de filons indépendants. La dimension des concrétions atteint, d'après Beck, jusqu'à 3 mètres. On trouve ces modules, soit ensemble dans le même lit, soit même agglomérés. Il est visible que des restes organiques ont contribué à la précipitation des sels métalliques ; ils ont, en même temps, réduit les sels ferriques du grès, qui prend toujours, dans les parties métallisées, une teinte plus blanche (*). Quelquefois aussi le plomb, au lieu de former des nodules, est disséminé dans le grès sous forme de cérusite enveloppant les grains de sable. Enfin il arrive de trouver de minces veinules transversales, le long desquelles on a parfois cru remarquer un enrichissement en nodules. A Bescheid (6 kilomètres de Mechernich), R. Beck a décrit des pénétrations de galène à l'intérieur de certains galets.

Les nodules des parties exploitées peuvent, dans la partie la plus riche, former de 4 à 10 p. 100 de la couche et la zone exploitable tient alors 1,5 à 2 p. 100 de plomb avec 1 à 6 grammes d'argent par tonne.

Les conditions sont un peu différentes à *Keldenich*, où l'on a reconnu, à un niveau un peu plus élevé entre deux grès, des argiles rougeâtres avec lits minces de cérusite.

A *Maubach*, dans la région de Düren, on retrouve des conglomérats plombifères dans le grès bigarré.

(*) Comparer le blanchiment du rothliegende au-dessous des schistes cuprifère du Mansfeld.

Beaucoup plus au Sud, à *Saint-Avold* et *Wallerfangen* (*), la coupe du grès bigarré supérieur comprend de haut en bas :

Argile et grès du röt.		
Grès fin, parfois avec *minerais de cuivre*, contenant des restes de plantes..........................	12	mètres
Grès ferrifère, avec lentilles dolomitiques........	6	—
Argile rouge à galets de dolomie..................	0,06	
Grès conglomératique, parfois *cuprifère*	9	—
Grès bigarré principal (Vogensandstein). plus de	300	—

Comme on le voit, la métallisation se distingue de celle de Commern par la prédominance du cuivre, bien que le plomb se montre également en galène, et en cérusite. Le plomb reprend la prédominance au *Kastelberg* et au *Bleiberg* de Saint-Avold. L'imprégnation de cette zone, beaucoup plus pauvre que la précédente, est généralement sous la forme d'une poussière finement disséminée, ou de nodules au plus gros comme une noix, formés de sable agglutiné par les métaux et quelquefois aussi stériles. Elle est également en rapport avec des matières végétales. La métallisation est par zones grossièrement stratifiées, imprégnant irrégulièrement des bancs qui ne dépassent pas $0^{m},60$. On a cru remarquer un rapport entre cette métallisation et les très nombreuses failles rompant le gisement. Mais les coupes choisies comme les plus caractéristiques à cet égard ne sont nullement concluantes et, le fussent-elles, qu'elles trouveraient leur explication toute naturelle, pour ces minerais altérés, dans l'effet ordinaire de telles dislocations sur la circulation des eaux. Ce remaniement secondaire est évident pour des cas décrits par C. Simon de fissures, autrefois visibles à Wallerfangen, qui présentaient des concrétions d'azurite et de malachite des deux côtés

(*) 1897. Jacquot, *Notice sur les mines de Saint-Avold* (*Ann. de l'Ac. de Metz*). — 1866. C. Simon (*B. u. H. Z.*, p. 412, 421, 430). — 1879. *Hauchecorne* (*Z. d. D. G. G.*, t. XXXI, p. 209).

d'un axe vide. R. Beck remarque cependant la localisation d'une série de gisements le long d'une grande faille E.-W. allant des Quatre-Vents, au Sud de Longueville, au Heiligenborn, près Saint-Avold. Au voisinage se trouvent les gisements de plomb du Kastelberg, les minerais de cuivre de Hochwald, les minerais plombifères, à gangue parfois calcaire, du Bleiberg de Saint-Avold, les minerais de cuivre de Helleringen. Au Hochwald, une autre faille N.-S., large de $4^m,5$, est métallisée en cuivre et barytine, mais uniquement à la traversée des niveaux métallifères : ce qui serait difficilement explicable (malgré l'influence précipitante attribuée à quelques restes végétaux), si elle représentait le chenal d'arrivée des métaux.

Les imprégnations cuprifères dans le grès bigarré se retrouvent plus à l'Est en divers points : par exemple, à *Bulach* (à l'Ouest de Stuttgart), au Nord du massif granitique du Schwarzwald wurtembergeois, avec cuivre gris, chalcosine et malachite (*) ; ou encore à *Freihung*, dans l'Oberpfalz, à l'Ouest du Böhmer-Wald (**), où la Bavarian Lead Mining Co exploitait, en 1882, des imprégnations plombifères dans des couches redressées de grès du Keuper. Poszepny a décrit des exemples de troncs provenant de ce gisement et transformés en pyrite ou en galène, qui établissent son analogie avec ceux décrits ici.

L'*origine de ces gisements*, qui ne forment évidemment qu'un seul ensemble, a donné lieu aux théories habituelles en pareil cas. Il est évident que les métaux s'y sont trouvés, à un moment donné, sous forme de dissolutions précipitées sous l'influence prédominante de restes organisés, autour de grains de sable. La formation de grosses concrétions ayant des tendances cristallines accuse

---

(*) Quenstedt, *Epochen d. Natur*, p. 469.
(**) V. Cotta, *Erzlagerst*, II, p. 192, et Poszepny, *loc. cit.*, p. 173.

un dépôt tranquille qui n'a pu s'opérer pendant le dépôt, nécessairement troublé, littoral ou torrentiel, des grès et conglomérats. L'existence de nodules argileux stériles ou de veinules plombifères transversales accuse le même fait. Néanmoins la théorie filonienne ascendante qui a rallié de nombreux partisans, Poszepny, R. Beck, etc., nous paraît avoir contre elle une foule d'arguments : la localisation des minerais dans certains bancs minces, alors que des bancs voisins tout à fait identiques sont stériles, la continuité approximative des couches métallifères, conforme à la continuité même que peuvent présenter des dépôts de ce genre, etc. Or, nous avons déjà dit combien peu nous semblait concluant l'argument principal apporté en faveur d'une épigénie, ici comme dans le Mansfeld, le Witwatersrand, en Meurthe-et-Moselle, etc. : à savoir l'enrichissement présumé le long de certaines failles nourricières.

Nous serions donc plus porté à admettre une pénétration par en haut résultant de la remise en mouvement de sels métalliques empruntés à la destruction des filons préexistants, tels que ceux jadis exploités par les Romains dans le calcaire dévonien de l'Eifel au Tanzsberg, près Keldenich, avec chapeaux d'altération dans le grès bigarré superposé : filons qui, il est vrai, ont pu être regardés inversement comme l'origine des métaux épigénétiques.

Allemagne occidentale. — A l'Est du Rhin, quand on aborde le massif ancien du *pays de Siegen*, le type métallogénique devient différent. Ici, ce qui domine, ce sont les filons de sidérose (souvent transformée en hématite) et de pyrite de fer cuivreuse, la galène et la blende étant rares. Les filons de ce district sont des métallisations anciennes, puisque l'un d'eux a déjà eu sa sidérite métamorphisée par un dyke de diabase dont l'âge est au plus éo-dévo-

nien, et cette observation montre, d'autre part, que, dès cette époque dévonienne, le fer y était sous ferme de sidérite. Comme l'on a pu, dans un filon de sidérite, descendre à 633 mètres de profondeur sans que le type carbonaté disparaisse, il en résulte une forte vraisemblance pour que celui-ci représente la minéralisation originelle et n'ait pas été produit, comme d'autres considérations pourraient le faire supposer, par une altération de sulfures, résultant de l'altération continentale. Il n'en est pas moins vrai, et c'est une remarque importante pour notre sujet, que cette altération continentale, commencée dès le dévonien, s'est produite là pendant une très longue période de temps, antérieurement à la transgression cénomanienne et qu'elle a dû avoir pour effet la remise en mouvement de fortes quantités de fer, de manganèse et de cuivre (*). Peut-être, en se renouvelant ici jusque dans le tertiaire, a-t-elle été en partie la cause première des concentrations manganésifères qui se sont développées dans les poches superficielles du Nassau. Mais surtout nous serions disposés à lui attribuer le cuivre répandu dans les grès permiens suivant une longue zone qui borne à l'Ouest ce massif, depuis la Westphalie jusqu'au Spessart, à Stadtberg, Frankenberg, Bieber, etc., de même que le cuivre dont ont été imprégnés à peu près simultanément les terrains du Mansfeld pourrait venir de filons compris dans le massif ancien du Harz.

En partant du Nord, les terrains cuprifères commencent à apparaître à *Stadtberg*, à l'Est de Brilon, où on trouve des imprégnations disséminées, non seulement dans les 10 ou 12 mètres du Zechstein, mais aussi dans les grauwackes et schistes sous-jacents, notamment dans un schiste du culm à la mine Oscar. La métallisation pa-

(*) Ce sont des conditions analogues à celles que nous avons signalées pour la chaîne pennine et la Prusse Rhénane et que nous retrouverons pour le Harz.

rait, sur ce point, différente de ce que nous trouverons ensuite et peut-être en rapport direct avec des filons (*).

Puis viennent, sur la même bordure Est du massif primaire, les dépôts de *Twiste*, au Nord du Kellerwald, et de *Frankenberg* au Sud du même massif.

A *Twiste*, au Sud d'Arolsen (au Nord du Kellerwald), le grès bigarré contient (**) des inclusions cuivreuses, rappelant le niveau cuprifère du même âge que nous avons trouvé à Commern et à Saint-Avold.

Frankenberg (*Hesse*) (***). — A l'Est du massif dévonien du Sauerland et du pays de Siegen, les terrains carbonifères prennent une direction N.-S. de Brilon à Frankenberg, Marburg et Giessen. Sur ce carbonifère et formant la base d'importants dépôts triasiques, le zechstein apparaît là par lambeaux, à l'état de dépôt sans doute littoral, riche en imprégnations cuprifères qui préludent, avec quelques différences de détail, a celles du Mansfeld plus à l'Est.

Les anciennes exploitations, continuées de 1594 à 1818, reprises sans succès vers 1856, ont surtout porté sur les environs immédiats de Frankenberg, districts de Hollerfeld, Freudenthal, Zinngrab, Koppelbühl, etc., à l'Est de l'Edder ; mais le niveau métallifère se continue en s'appauvrissant sur environ 10 kilomètres de long, sur la rive droite de l'Edder, vers Geismar, Ellershausen et Louisendorf, c'est-à-dire jusqu'au coude à angle droit du carbonifère, et, sur la rive gauche, on a fait également des essais, soit vers Haine au Sud, soit vers Schreufa au Nord. Quelques minerais de cette dernière région, notamment

(*) 1879. Holzapfel, *Zechstein am O. Rande des Rhein Westf. Schiefergebirges* (Görlitz). — 1890. *Beschr. des Bergrev. Arnsberg, Brilon und Olpe*, p. 118-120.

(**) D'après Cotta (*Erzlagerst*, II, p. 211).

(***) 1867. Wurtenberger, *Ueber die Zechsteinformation, deren Erzführung und den unteren Buntsandstein bei Frankenberg in Kurhessen* (*N. J. f. Min.*, p. 10 à 39). — 1891. Denckmann, *Die Frankenberger Permbildungen* (*J. d. K. pr. geol. Landesanst.*, p. 234).

ceux du Stätteberg, étaient caractérisés par un mélange de galène et chalcopyrite argentifère analogue à celui de Saint-Avold; ailleurs le cuivre existe à peu près exclusivement.

La coupe des gisements de Frankenberg comprend, d'après un ancien mémoire de Würtenberger, les termes suivants :

8. Calcaire brun rougeâtre.
7. Grès gris ponctué de noir, à grain fin et micacé : 1 mètre.
6. Calcaire micacé et sableux, très fissile, avec restes de plantes et traces de sel gemme : 3 à 4 mètres.
5. Argile calcaire grise contenant parfois des restes de plantes et des *minerais de cuivre* : 0,50.
4. Calcaire sableux et brisé, passant à un grès calcaire : 1 mètre.
3. Argile grise calcaire, parfois très riche en plantes à la base : $0^m,50$ à $0^m,60$.
2. *Niveau métallifère* (Kupferletten flötz). Argile grise calcaire un peu micacée et à tendance schisteuse, pleine de restes de plantes avec minerais de cuivre, contenant aussi des boules aplaties de calcaire avec végétaux (sans structure concentrique), parallèles à la schistosité : $0^m,30$ à $0^m,50$.
1. Grès fin calcaire, passant à un calcaire sableux, contenant déjà des restes de plantes et des minerais de cuivre, manganèse et fer : $0^m,30$.

Cet ensemble repose, tantôt directement sur les grauwackes et schistes argileux du carbonifère, tantôt sur le rothliegende. Il est surmonté par une série de bancs calcaires, parfois dolomitiques, puis par une couche de grès fin dite Letten, qui commence l'étage du grès bigarré, continué par des conglomérats et grès.

Le mélange de quelques bancs calcaires avec les terrains à éléments détritiques, sableux ou argileux, y est à noter.

La couche métallifère est riche en restes de plantes carbonisées, appelées « graupen » par les mineurs, notamment en *Ullmannia Bronni* Göpp., puis *Alethropteris Martinsi* Germ. et un Pecopteris, sur lesquels les métaux

sont presque exclusivement concentrés(*). De semblables restes de plantes se retrouvent également dans les couches du mur et du toit et y amènent parfois une réapparition du cuivre.

Le cuivre argentifère, qui a visiblement commencé par être à l'état de pyrite et chalcosine, avec cuivre gris, etc., s'est transformé en malachite et azurite avec oxyde de fer.

La répartition du cuivre argentifère est très irrégulière, non seulement d'une région à l'autre, mais aussi sur un même point. Dans l'exploitation de 1809 à 1813, on a obtenu en moyenne 0,57 0/0 de cuivre et 0,0011 d'argent.

Quelle que soit l'origine du cuivre, il est visible que sa précipitation a été déterminée par les matières végétales, qui avaient été entièrement flottées et brisées, mais qui ne devaient pas venir de très loin. On a voulu, comme au Mansfeld, attribuer un rôle génétique aux dislocations que peut présenter la couche.

Vers l'Est, entre le massif primaire du Kellerwald et ceux du Harz ou du Thuringerwald, on voit, à *Riechelsdorf* et *Sontra*, dans la Hesse (entre Kassel et Eisenach), le zechstein, qui doit former le fond du bassin triasique, reparaître au milieu de lui comme un îlot.

Plus au Sud-Ouest quelque chose d'analogue se reproduit dans la région de *Frankfurt* et de *Bieber*, entre l'Odenwald et le Spessart.

Après quoi viennent, dans l'Est, le système beaucoup plus important du *Mansfeld* et celui assez pauvre du *Thuringerwald*. Nous allons maintenant examiner ces quatre districts.

(*) On a trouvé par exemple, en 1813, un tronc de 0m,60 de long, 0m,40 de large, 0m,07 d'épaisseur, formé de charbon mêlé avec de la chalcosine et pesant 15 kilogrammes. C'est l'équivalent de ce que nous avons vu plus haut à Minorque, p. 503 à 505.

Région de Riechelsdorf et Sontra (*Hesse*) (*). — Dans cette région, le rothliegende, qui, d'après un sondage, n'a pas moins de 941 mètres d'épaisseur, se termine, à sa partie supérieure, par un grès grossier de teinte grisâtre, utilisé dans la construction et un conglomérat rougeâtre. Au-dessus, le zechstein commence, comme nous le verrons bientôt dans le Mansfeld, mais sans interposition de weissliegende, par un schiste cuprifère, autrefois exploité à Riechelsdorf et se continue par des alternances de gypse et de dolomie. Tandis que le rothliegende est pauvre en restes organiques, le niveau cuprifère, épais d'une quinzaine de centimètres, est remarquablement riche en débris de poissons; on y trouve également, mais en petite quantité des végétaux. Il est d'une constance et d'une netteté tout à fait remarquable ; mais ce qui le caractérise principalement, c'est sa teneur uniforme en produits hydrocarburés, assez forte pour que les schistes, une fois allumés, continuent à brûler d'eux-mêmes. La répartition des minerais est beaucoup plus irrégulière ; ces minerais, qui constituent une très fine imprégnation, se localisent souvent sur les poissons ; ils se composent de chalcopyrite, chalcosine, pyrite de fer, plus accessoirement nickeline et galène. La teneur en cuivre ne dépasse jamais 3 p. 100.

Les failles ou rücken, qui traversent la couche, sont d'un grand intérêt théorique. Ces failles sont souvent minéralisées ; mais on a cru remarquer que c'était au détriment de la minéralisation de la couche cuprifère; ainsi de Hohensüss au Bauhaus, les Rücken sont métallisés, la couche pauvre et l'inverse a lieu de là jusqu'à Iba.

Ces rücken traversent aussi le rothliegende, mais ne contiennent de métaux que dans le Zechstein et la couche grise du mur, contrairement à une théorie que nous dis-

(*) Voir notice de la feuille de Sontra par MM. Beyrich et Moesta (1876).

cuterons tout à l'heure à l'occasion du Mansfeld et d'après laquelle l'apport des minerais se serait fait par eux. Dans les couches plus profondes du rotliegende, ces métaux n'existent plus. On y trouve cependant encore en grandes masses (parfois sur 2 et 3 mètres de large) la barytine, qui forme aussi la gangue ordinaire des parties métallisées et qui y est généralement teintée en gris par un peu de bitume. Les minerais sont de la smaltine, de la chloanthite et de la nickeline, c'est-à-dire des minerais de cobalt et de nickel, et il est d'autant plus curieux de remarquer une relation entre ces filons cobaltifères et les couches cuivreuses. Ils sont répartis par nids très irrégulièrement, mais ont pu être exploités autrefois.

Il est difficile d'apprécier, d'après les descriptions, s'il y a bien un phénomène originel, comme le croit R. Beck, ou s'il n'y aurait pas une action de remise en mouvement, comme le ferait penser la localisation dans la couche cuprifère et l'appauvrissement de celle-ci quand les failles s'amincissent, comme paraît également l'indiquer la répétition du même phénomène au Mansfeld et au Thuringerwald : répétition qui serait bien singulière s'il n'y avait là qu'un phénomène accidentel.

Région de Frankfurt. — Sur le versant S.-E. du Taunus, autour de Frankfurt, dans la Hesse, on trouve des imprégnations cuivreuses dans deux niveaux différents : d'une part, à Bieber, dans le Zechstein (*) ; de l'autre, à Büdingen, dans le grès bigarré, comme dans les régions de Commern, Saint-Avold, etc. (**).

Le terrain permien à Bieber commence par une couche de schistes marneux et bitumineux, épaisse de $0^m,30$ à $1^m,50$, reposant directement sur le micaschiste et renfermant du cuivre avec du plomb, du nickel, du cobalt ;

(*) 1808. Schmidt, *Schistes cuivreux de Bieber en Hesse* (*Neues Jahr. f. Miner*, p. 45). — 1892. Bücking, *Der N. W. Spessart* (Berlin, p. 133).
(**) Simon, *Berg. u. Hüttenm. Z.*, 1866, p. 412.

mais les métaux y ont un caractère filonien et se prolongent dans le micaschiste sous-jacent.

Mansfeld (*). — Tandis que les gisements précédents sont, en général, sans importance pratique, ce qui implique un faible développement des minerais cuprifères ou plombifères, le Mansfeld donne lieu au contraire à une ancienne et importante industrie que l'on estime avoir produit depuis l'origine environ 500.000 tonnes de cuivre, dont 400.000 depuis 1879 et qui fournit actuellement encore environ 16 à 17.000 tonnes de cuivre et 60 tonnes d'argent par an.

Stratigraphie. — Répartition géographique. — La carte d'ensemble (Pl. VIII) et la carte de détail (Pl. IX), que nous avons dressée d'après les travaux allemands au 25.000e, montrent la disposition du bassin cuprifère qui s'adosse au flanc S.-E. du Harz (représenté sur notre figure par sa bordure carbonifère) ; on y voit les terrains permiens dessiner une sorte d'U marqué par deux axes anticlinaux de Rothliegende. La base de cet U est à Mansfeld. Les deux branches se dirigent à l'Est : l'une vers Gerbstedt et la Saale, l'autre vers Hornburg. La principale partie

(*) Voir carte géologique détaillée de la Prusse au 1/25.000e, feuilles de Leimbach, Eisleben, Mansfeld, Schraplau, Riestedt, Wippra, Sangerhausen, etc., avec noticés annexes (1882-1884).

Voir également le profil N.-S. au 1/25.000e mené depuis le Harz par Kyffhaüsen à l'Ouest du Mansfeld (par Fr. Moesta).

1807-1815. Freiesleben. *Geogn. Beitr. z. Kenntn. des Kupferschiefegebirges* et *Geognostiche Arbeiten*, Freiberg. — 1827. V. Veltheim, *Ueber d. Vork. der metal. Fossilien in der alten Kalkformation im Mansfeldischen und im Saalkreis* (*Karsten's Arch.*, t. XV, p. 98). — 1837. Baumler, *Nickelerze im Mansfelder Kupferschiefer* (*Z. d. D. geol. G.*, p. 25). — 1864. Peltzer et Greiner, *Expl. du schiste cuivreux argentifère au Mansfeld* (*Cuyper*, t. XV, p. 424). — 1869. Schrader, *Der Mansfelder Kupferschieferbergbau* (*Z. f. d. B.. H. u. S. im Pr.*, t. XVII, p. 251). — 1879. Dieulafait (*Rev. Sc.* et *C. R.*, t LXXXIX). — 1893. Beyschlag, *Geol. Karte der Mansfelder Mulde.* — 1900. *Die Geschichte des Mansfeldschen Kupfer Schieferbergbaues. Festschrift* (Eisleben). — 1909. Beck. *Lehre von den Erzlagerstatten.* 3e éd. (t. II, p. 152, avec bibl.).

exploitée est la cuvette synclinale de Zechstein comprise entre elles, dont la largeur moyenne est d'environ 18 kilomètres. Sur le flanc Ouest se trouvent Mansfeld et Eisleben; au Nord, Hettstedt et Gerbstedt; à l'Est, Wettin. L'exploitation s'est jusqu'ici maintenue entre Wolferode près Eisleben et Gerbstedt ou Friedeburg sur la Saale : ce qui représente 23 kilomètres d'affleurements cuprifères utilisés. Mais, géologiquement, comme le montre notre figure, la longueur totale des affleurements cuprifères connus est bien plus considérable et comporte au moins 100 kilomètres. Les plongements sont assez faibles : 5 à 6° à l'Ouest, 7 à 20° au Nord ; ce qui a permis de peu s'approfondir (300 mètres environ) malgré l'ancienneté des exploitations.

En ne gardant de la description de cette région que ses termes essentiels, on voit qu'il existe, au Sud-Est du Harz et reposant en stratification discordante sur ses dernières couches carbonifères, un terrain permien, qui accuse, d'une façon très nette, la prédominance : d'abord, des formations lacustres ou même fluviatiles (rothliegende); puis des formations lagunaires ou littorales (Zechstein), auxquelles ont succédé, à l'époque triasique, des formations marines plus étendues, en partie encore littorales.

Pendant toute la longue période du *rothliegende*, les sédiments, qui se sont accumulés là sur des épaisseurs d'au moins 1.000 mètres (jusqu'à 2.000 mètres en Bavière), sont uniquement des dépôts détritiques grossiers, formés presque sur place par la destruction des fortes saillies hercyniennes, qui venaient de surgir dans la phase précédente et des coulées ou filons porphyriques qui s'y étaient manifestés. A différentes reprises, des conglomérats à gros galets s'y intercalent, et les plus anciens d'entre eux contiennent même des accumulations de débris de schistes, qui prouvent une sédimentation presque sur place, de même que certains conglomérats

locaux à galets de quartzite de cette formation inférieure ont pu être considérés comme d'origine fluviatile. L'ensemble suppose l'enfoncement progressif d'une zone géosynclinale rappelant, dans des proportions moindres, les 10 kilomètres de sédiments semblables accumulés pendant le précambrien au lac Supérieur. Tout cet étage du rothliegende est caractérisé extérieurement par ces vives colorations rouges ou violettes, dues à la peroxydation du fer, qui prouvent peut-être seulement l'action atmosphérique à laquelle ces couches se seraient trouvées soumises, en raison de leur émersion continentale, dans des conditions désertiques, avant d'être recouvertes par les dépôts suivants.

A sa partie supérieure et immédiatement au mur des schistes cuprifères, le *weissliegende*, épais de 1 à 2 mètres, est un grès à ciment calcaire d'un aspect presque marneux et de couleur grisâtre ou blanchâtre. Il renferme fréquemment des galets de quartz, mais il est surtout caractérisé par des imprégnations métalliques, qui ont pu y pénétrer par en haut pendant le dépôt des schistes métallisés. On y trouve des galets imprégnés après coup de minerais dans leurs fissures.

Sauf cette exception très localisée, il peut d'abord paraître singulier que, dans cette formation détritique, les minerais de cuivre n'apparaissent pas déjà, même à l'état de fragments (*), ainsi qu'ils le font ailleurs dans la Hesse, la Prusse rhénane, le Var, etc., si l'on admet, comme nous l'avons proposé jusqu'ici dans des cas analogues, qu'ils résultent de filons détruits, antérieurs au

---

(*) Je n'ai pas besoin de remarquer que cette stérilité ordinaire des grès du Mansfeld est encore plus extraordinaire dans la théorie, soutenue par Poszepny, de l'imprégnation postérieure : le schiste bitumineux, qui s'est trouvé métallisé, paraissant au premier abord aussi peu propice que possible à une infiltration filonienne des eaux métallifères, dont la précipitation s'expliquerait, il est vrai, par la présence des hydrocarbures.

rothliegende même. Mais nous avons déjà fait remaquer que, dans notre idée, la précipitation du cuivre ou du plomb n'était pas réellement contemporaine des grès et conglomérats où on la rencontre, que les métaux ont dû y être introduits postérieurement par en haut dans les phases où la concentration arrivait à se faire au milieu d'eaux tranquilles. Peut-être ici, ce dépôt chimique ayant accompagné la formation d'un schiste imperméable, ces métaux n'ont-ils pu que peu pénétrer au-dessous. On peut, d'ailleurs, imaginer bien d'autres explications, telles qu'un changement dans le sens des courants.

La formation du *zechstein marin*, qui succède au rothliegende, et dont la base constitue le minerai cuivreux, est toute différente. Elle se compose de schistes bitumineux, de calcaires marneux et de gypses, qui accusent une sédimentation beaucoup plus tranquille, soustraite à l'influence des courants violents caractéristiques de l'époque précédente. On y voit apparaître, en même temps, trois termes qui ont évidemment une relation commune, de quelque nature qu'elle puisse être, car on les trouve partout ensemble et dans tous les pays, quand il existe des minerais semblables : 1° produits bitumineux, liés sans doute aux débris organiques ; 2° sulfate de chaux (anhydrite et gypse) ; 3° sulfures métalliques.

1° Les matières organiques étaient rares dans le rothliegende, manifestées seulement par quelques troncs silicifiés. Au contraire, on trouve, dans le niveau cuivreux, beaucoup de plantes et de poissons avec quelques mollusques marins (lingules, brachiopodes), accusant des conditions de dépôt littorales dans un estuaire vaseux. Quoique la localisation des métaux sur les substances charbonneuses ne soit peut-être pas aussi nette que dans la Hesse, le rôle précipitant des hydrocarbures paraît incontestable. Seulement ceux-ci sont plus disséminés ; les métaux sont, de leur côté, plus

finement et plus régulièrement répartis sous cette forme d'une fine poussière, dite *speise*, qui constitue le minerai riche et réellement exploitable du Mansfeld.

On n'a pas toujours des métaux quand on a des hydrocarbures, car l'imprégnation bitumineuse se prolonge dans les dépôts supérieurs, rendant fétides la plupart des schistes, calcaires et gypses du zechstein moyen ou supérieur (c'est, on le sait, un caractère qui se retrouve dans le Plateau Central) ; mais l'inverse paraît constant, à savoir la coexistence d'hydrocarbures avec les métaux. Ces hydrocarbures prennent quelquefois une allure singulière, emmagasinés dans certaines tubulures, dites *Racheln*, sans continuité au-dessus, où on les rencontre avec du gypse et des dissolutions salines.

2° L'apparition de l'anhydrite a lieu également presque dès le début du zechstein. Il est vrai que, dans les niveaux de schistes inférieurs, par exemple dans la Kammschale où des filets gypseux affectent la forme de cheveux blancs, on pourrait invoquer un emprunt aux terrains supérieurs par remise en mouvement secondaire (*). Mais, en tous cas, les dépôts importants de sulfate de chaux se sont effectués presque aussitôt après les schistes bitumineux et prouvent le haut degré de saturation des eaux lagunaires à ce moment. Il est visible que ce sel a commencé par se déposer, comme d'habitude, à l'état d'anhydrite. Ultérieurement, l'anhydrite s'est hydratée en gypse et souvent ensuite ce gypse s'est dissous, laissant, soit un simple résidu sableux ou terreux dit la *cendre*, soit ce résidu mêlé avec des débris éboulés des terrains superposés et cimenté par de la dolomie (*rauchwacke*) (**) ; c'est-à-dire

(*) D'après Poszepny (*loc. cit.*, p. 166), l'examen microscopique des minerais de Mansfeld y montre ordinairement un peu de gypse accompagnant le minerai.

(**) *Notice de la feuille de Gerbstedt*, par E. Kayser, 1884, p. 6. Cette formation de cendre ou rauchwacke est naturellement d'épaisseur

que tous ces terrains supérieurs ont été soumis à une série de mouvements importants dus à des causes purement locales, qui les ont entièrement bouleversés et qui paraissent être une des raisons principales des fractures observées dans le zechstein. En même temps, l'évaporation a été poussée par endroits jusqu'au dépôt du sel gemme. Dans le voisinage des massifs gypseux, on a toujours rencontré de vastes fissures remplies d'eau salée qui ont pu même constituer une gêne pour l'exploitation.

3° J'arrive enfin aux minerais qui sont l'élément le plus intéressant pour nous.

La coupe classique de la zone métallisée est, nous le rappelons, la suivante :

Zechstein inférieur. — Calcaire compact par bancs de $0^{m},10$ à $0^{m},30$.

Fäule. — Calcaire marneux bleu foncé très fissuré : $0^{m},75$ à 1 mètre.

Dachklotz. — Banc de calcaire marneux renfermant quelques rognons de galène et rarement des inclusions cuprifères, dites speise : $0^{m},15$ à $0^{m},30$.

Assise des schistes cuivreux environ $0^{m},50$.	Oberberge	$0^{m},30$
	Noberge	
	Lochberge	
	Kammschale	$0^{m},10$
	Kopfschale	
	Schieferkopf	
	Lochschale	$0^{m},006$
	Lochen	
	Liegende Schale	

Sanderze. — Assise minéralisée de Sangerhausen.

Les minerais s'y trouvent presque exclusivement dans une zone de 10 centimètres, où la teneur moyenne de tout le bassin est (1905) de 2,86 p. 100 de cuivre et 161 grammes d'argent par tonne. Il est remarquable

très irrégulière, depuis 1 mètre jusqu'à 20 mètres. On peut la comparer au *briscale* des solfatares de Sicile.

qu'industriellement cette teneur moyenne de 2 à 3 p. 100 de cuivre puisse se maintenir depuis un siècle. Ces minerais, bien qu'ils se présentent souvent au voisinage des affleurements sous une forme oxydée, sont, il est à peine besoin de le répéter, originairement des sulfures. On observe principalement des sulfures de cuivre argentifères : chalcopyrite dominante, phillipsite, cuivre gris et chalcosine (ces trois derniers minéraux n'étant peut-être que le produit de cémentation de la pyrite) ; mais, en outre, on a assez fréquemment de la galène et de la pyrite, plus rarement de la blende, des arséniures de nickel et de cobalt, des combinaisons de manganèse, molybdène et sélénium. Suivant les points, l'un ou l'autre des métaux peut devenir plus abondant, et je dirai tout à l'heure que, le long de certaines fractures, on a eu des enrichissements en cobalt tout à fait particuliers.

Cette métallisation, toujours faible, est distribuée dans la couche d'une façon qui passe pour assez constante industriellement et qui est néanmoins, lorsqu'on examine les choses de près, extrêmement irrégulière. Un appauvrissement général et très marqué se produit, en outre, quand on s'éloigne vers l'Est ou le Sud-Est, c'est-à-dire quand on s'écarte du massif ancien du Harz qui, dans toute hypothèse, paraît avoir été l'origine de cette imprégnation métallique.

D'autre part, les schistes sont beaucoup plus pauvres dans la partie contournant l'anticlinal de Hornburg ; la teneur descend alors à 1,5 de cuivre, avec la même proportion d'argent.

Les caractères généraux de l'imprégnation sont les suivants. En principe, dans les minerais riches, le sulfure métallique est très finement disséminé, comme pulvérisé, presque invisible sauf lorsqu'on fait miroiter la cassure au soleil, ce qui lui donne un aspect chatoyant. C'est ce qu'on appelle la *speise* (nourriture), dont la teinte varie du

jaune orange au bleu violacé (chalcopyrite et phillipsite), au gris d'acier (chalcosine), au jaune clair (pyrite), au gris bleu (galène) suivant les points.

En dehors de cette disposition, les minerais forment également de très fines interstratifications, semblant des traits à l'encre d'or tracés au tire-ligne sur la cassure noire du schiste, puis des enduits sur les cassures, ou encore des grains ou noyaux, généralement de peu de valeur pratique s'ils ne sont pas accompagnés de speise, mais néanmoins intéressants à signaler pour la théorie.

Cette métallisation ne porte pas partout exactement sur les mêmes couches, ce qui coïncide avec la difficulté que l'on éprouve tout naturellement à identifier les petits lits schisteux d'un bout à l'autre de cet immense bassin.

Ainsi dans le district d'Hettstedt-Gerbstedt au N.-E., on a guère de minerai que dans les 7 ou 10 centimètres de la base (Lochen, Lochschale, Schieferkopf). A Eisleben, au centre, la métallisation, en même temps qu'elle s'enrichit, monte un peu plus haut, parfois jusqu'à la Kammschale (8 à 12 centimètres). A Sangerhausen (au Sud-Ouest), on revient à peu près aux conditions d'Hettstedt.

Parfois cependant, et surtout, paraît-il, dans les zones anticlinales, la métallisation s'élève davantage, jusque dans les Dachklotz et Fäule, mais alors seulement à l'état de noyaux, résultat possible d'une remise en mouvement, presque jamais à l'état de speise (*).

Au mur, au contraire, on voit se développer, dans le district de Sangerhausen, des minerais dits sableux (Sanderze), qui ont fini par former l'objet principal de l'exploitation. Ces sanderze contiennent parfois de 5 à 10 p. 100

(*) Poszepny (*loc. cit.*, p. 166) attache une importance théorique à la présence accidentelle de petits grains de chalcosine dans le calcaire du toit. Il faudrait, avant tout, s'assurer si, là où le fait se présente, il n'y a pas eu remise en mouvement.

de cuivre, mais sont trop peu argentifères. Il s'agit alors de petits grains de chalcopyrite tellement pressés qu'on aperçoit à peine les grains de sable qu'ils englobent (tresse jaune). Parfois aussi ces sanderze contiennent de la chalcosine, de la phillipsite, ou même de la galène et de la blende. Ce petit niveau de 1 à 2 centimètres se trouve, quand il existe, aussitôt au-dessus du weissliegende. Tout à fait exceptionnel dans les autres districts, il y semble relié aux dislocations ou plissements. On n'a pas aperçu de relation entre sa richesse plus ou moins grande et l'enrichissement ou l'appauvrissement du schiste bitumineux au-dessus.

Théorie. — Rôles des failles. — Quand on essaye de *comprendre* une semblable formation, un fait surprend tout d'abord : c'est son énorme extension apparente, évaluée par les auteurs allemands pour la seule partie exploitable à 500 kilomètres carrés (15 à 20 kilomètres de large, sur 20 à 30 de long). C'est encore plus la longueur des affleurements cuprifères qui atteint 100 kilomètres ; car rien, je crois, ne prouve jusqu'ici la continuation de la zone métallifère à de grandes distances d'affleurement, si ce n'est pourtant cette remarque logique que la superficie actuelle, ayant coupé la strate géologique plissée à peu près au hasard, n'a aucune raison pour être spécialement riche.

Il est bien difficile de concevoir une couche mince de schiste dans laquelle, sur 500 kilomètres carrés, les eaux cuprifères auraient pénétré postérieurement par en bas et cela par une foule de cassures assez heureusement distribuées pour que la métallisation finale ait été, dans tout l'ensemble, à peu près uniforme.

Bien qu'on ait essayé, souvent avec grand talent, comme je vais le rappeler, de soutenir l'idée d'une imprégnation postérieure à caractère filonien, cette dissémination des métaux, leur appauvrissement quand on

s'éloigne du Harz et enfin le caractère ordinairement schisteux des terrains imprégnés me semblent malaisément compatibles avec cette hypothèse épigénétique, beaucoup plus admissible ailleurs quand il s'agit d'un dépôt restreint de grès, sables ou conglomérats.

Les arguments opposés par l'école adverse sont de très inégale valeur. Ainsi Beyschlag s'est attaché à démontrer que, lorsqu'on parcourt l'étendue des dépôts cuprifères depuis le Rhin jusqu'à la Silésie, ni leur âge exact, ni leur nature pétrographique, ni leur richesse ne restent constants. Cette observation, nous venons de la faire nous-même en étudiant l'ensemble de la formation cuprifère dans l'Europe occidentale ; elle est toute naturelle dans l'hypothèse de précipitations sédimentaires, évidemment réalisées à des moments divers et dans des conditions variables le long de la chaîne hercynienne récemment soulevée que revenaient éroder les eaux. Si on en concluait l'imprégnation postérieure et épigénétique, il faudrait étendre la même conséquence aux couches de charbon qui, elles aussi, changent d'étages, d'épaisseur et de nature, non seulement d'un bassin à l'autre, mais dans l'étendue d'un même bassin.

Un point important à discuter est le rôle attribué par divers observateurs aux failles et rücken : notamment par E. Weiss dans la notice de la feuille de Mansfeld, puis par Poszepny, R. Beck, etc. (*).

La couche de schistes cuivreux a subi de nombreux rejets par des failles ou rücken (représentées sur notre carte), dont quelques-unes sont restées stériles et dont d'autres, comme à Riechelsdorf, à Bieber en Hesse (**), etc..., sont de véritables filons de nickel et de cobalt avec gangues de barytine et de calcite. Ces filons minéralisés (dits

(*) Il s'agit ici des fractures réellement profondes, à ne pas confondre avec les failles superficielles, dues à la dissolution du gypse.

(**) Voir plus haut, p. 525 et 526.

rücken) sont généralement très irréguliers et occasionnent de forts brouillages. En deux points, à Gersbstedt et à Sangerhausen, on a pu exploiter la smaltine : avec de la pyrite, de la marcassite et de la phillipsite dans le premier cas ; du mispickel, de la chalcosine et de la chalcopyrite dans le second. Au voisinage, la couche cuivreuse est parfois imprégnée de cobalt et de nickel.

Les observations relatives au rôle de ces failles dans les métallisations sont, quand on les envisage dans leur ensemble, peu concluantes. Suivant E. Weiss, l effet des plis (rücken) serait généralement, dans le district d'Eisleben, un enrichissement tendant à se porter surtout vers le toit ; dans le district d'Hettstedt, un appauvrissement. Cette contradiction, qui a été généralement passée sous silence pour mettre l'enrichissement seul en lumière, est de nature à inspirer quelque suspicion. Les plis eux-mêmes, d'après le même auteur, sont, tantôt stériles, tantôt spécialement riches en minerai de cuivre et de nickel.

Suivant Beyschlag (promoteur de la théorie épigénétique adoptée également par R. Beck), les failles, qui sont fréquemment métallisées, le sont uniquement dans la partie comprise entre les deux tronçons de la couche cuivreuse rejetée, ou très faiblement au-dessus et au-dessous : ce qui prouve, soit une remise en mouvement avec emprunt à la couche, soit une pénétration hydrothermale sinueuse, mais s'accorde difficilement, quoique ce soit l'hypothèse admise par l'auteur, avec une montée filonienne par cette faille. En même temps, d'après lui, la teneur des couches s'accroît au voisinage des failles. Un employé du Mansfeld s'est attaché à calculer, d'après les livres d'essais, la teneur des divers chantiers exploités pendant dix ans; il a constaté, paraît-il, que même en défalquant les failles elles-mêmes, les zones faillées correspondent à un accroissement de la métallisation. Nous avons déjà vu, que dans le district d'Hettstedt, la

teneur diminue au contraire et, là où elle augmente, les effets de cémentation, provoqués par une circulation plus facile des eaux dans la faille, peuvent suffire à l'expliquer.

On peut remarquer à ce propos que, d'après des observations faites à Bieber en Hesse (*), certains de ces filons-failles auraient pénétré en gardant leur métallisation jusqu'à 60 mètres de profondeur dans le micaschiste situé au-dessous ; après quoi, ils se seraient réduits à un simple plan de joint non métallisé ; ce qui semble bien correspondre à une métallisation par voie descendante. Enfin il est assez curieux que ces filons-failles renferment souvent en abondance spéciale des minerais, tels que le cobalt et le nickel, rares dans la couche elle-même (Gerbstedt, Sangerhausen). On a pu, à ce propos, se demander s'il n'y aurait pas eu ouverture postérieure de véritables filons indépendants de la couche qu'ils traversent. Mais il serait bien surprenant, dans cette hypothèse, qu'on n'eût jamais trouvé un de ces filons se prolongeant un peu loin en profondeur.

La thèse de Beyschlag, R. Beck, etc., est cependant que des eaux métallisantes profondes et filoniennes seraient montées par ces failles en ne les métallisant (contrairement à ce qui se produit dans des filons ordinaires) que là où elles ont rencontré sur leur passage un lit chargé de matières organiques réductrices susceptibles de les précipiter. La présence du gypse, qui a servi de base à la théorie sédimentaire de Dieulafait, serait alors attribuable uniquement à la relation ordinaire, dans le permien, des dépôts bitumineux et gypseux.

En résumé, il y a sans doute, dans les rapports des Rücken avec la couche métallisée, dans la présence locale de métallisations au toit des schistes, etc., un certain nombre de problèmes mal résolus. Mais ce serait égale-

(*) Notice de la feuille de Sontra par MM. Beyrich et Fr. Moesta (1876).

ment une chose très singulière que ces filons par lesquels serait monté ce cuivre sans s'y déposer, contrairement à ce qui se passe dans tous les filons ordinaires de cuivre (*), et que ces failles, ordinairement nourricières de la couche, au voisinage desquelles, dans tout un district, on signale un appauvrissement.

Thuringerwald. — Les minerais permiens se retrouvent en divers points sur les deux bords du Thuringerwald (Pl. VIII), mais généralement sans grande valeur, sauf peut-être à Ilmenau, à Liebenstein, dans une partie extrêmement resserrée de la couche, et à Kamsdorf, près Saalfeld, sur la Saale, également en dressant.

A Ilmenau, le schiste cuprifère repose sur un conglomérat dont la partie haute, sableuse et bitumineuse (avec lingules) contient déjà une imprégnation cuivreuse et plombeuse comme les Sanderze. Le schiste lui-même, épais de $0^m,50$, est riche en nodules de calcaires bitumineux renfermant beaucoup de poissons et de plantes. On ne l'a trouvé exploitable qu'entre deux grands flexures (**).

Au Rotherberg près Kamsdorf et à Schweina-Liebenstein, on a trouvé des minerais de nickel et de cobalt dans des failles. Les anciens travaux de Kamsdorf ont également porté sur des failles cuprifères.

(*) Il ne faut pas oublier qu'on voyait autrefois, dans les griffons du Laurium, des cheminées éruptives par où s'étaient élevés les métaux, alors que, dans ce cas au moins, il n'est pas douteux qu'on ait affaire à une remise en mouvement superficielle de métaux antérieurement déposés. On ne saurait assez attacher d'importance à ces déplacements qui ont motivé tant de conclusions inexactes sur l'origine première des gisements où ils se sont présentés.

(**) Après une ancienne exploitation remontant au XIII[e] siècle, il y a eu, sur l'initiative de Goethe, une tentative de reprise en 1784-1798. — Voir 1908. Loretz, Scheibe et Zimmermann, *Erläut. zu Blatt Ilmenau*, avec bibl.

A Schleusingen, sur le bord Sud du Thuringerwald, c'est encore le zechstein qui est cuprifère.

Vers l'Est, en Saxe, le zechstein inférieur cesse d'affleurer, le zechstein supérieur transgresse et les schistes cuivreux disparaissent. Il faut aller au Nord du Riesengebirge, en Silésie, à Goldberg et Jauer, pour retrouver un schiste cuivreux du même âge, dont il sera dit bientôt quelques mots.

Bohême (*). — Au voisinage du massif métallisé de la Lausitz et du Riesengebirge, les minerais permiens à allure sédimentaire reparaissent, comme au voisinage du massif métallisé du Harz ou de celui d'Aix-la-Chapelle. L'observation peut être interprétée de différentes manières, mais elle devait être faite.

Le permien occupe surtout, en Bohême, une longue zone approximativement Est-Ouest coupée en deux tronçons par les recouvrements crétacés : l'un, à l'Ouest, du côté de Rakonitz, l'autre à l'Est, à cheval sur la frontière silésienne, allant de Turnau vers Glatz et Waldenberg, en traversant la haute vallée de l'Elbe. C'est ce dernier qui est cuprifère. Il constitue un bassin sédimentaire lacustre adossé au gneiss du Riesengebirge ou recouvrant trangressivement le carbonifère, avec flanc Nord très redressé, flanc Sud adouci ; de nombreuses failles le disloquent et il s'y intercale des mélaphyres et des porphyres, auxquels on a attribué une relation avec les

(*) 1851. Porth, *Das Kupferez vork. im Rothl. d. N.-E. Bohmens* (*J. d. K. K. geol. R.*, t. VIII, p. 455 ; t. IX, p. 45). — 1858. Otto, Polak, *Geol. Bericht über die in Böhmen unter nommenen Schürfungen* (*J. d. k. k. geol. Reishs, Wien*, p. 239 à 246). — 1888. Hering. *Die Kupfererz lagerstätte der Dyas im nordöstl. Böhmen* (*Oest. z. f. B. u. H.*, p. 676 et 685). — 1893. Gurich, *Die Kupfererz lagersttätten von Wernersdorf.* (*Z. f. pr. G.*, p. 370). — 1906. Rosicky (*Bull. int. de l'Ac. d. Sc. de Bohême*, 19 oct. avec bibl.). — Voir également Poszepny, *loc. cit.*, p. 167, sur les schistes bitumineux d'Hermannseifen.

minerais de cuivre. Cette traînée, large en moyenne de 20 kilomètres, comprend, de l'Ouest à l'Est : Wernersdorf près de Radowenz, Liebstädtel, Kozinetz et Strabacov près de Starkenbach, Hohenelbe (sur l'Elbe) et Eipel.

On y a reconnu, en divers points, des imprégnations cuprifères, étudiées notamment par Polak, Hering, et, en dernier lieu, par G. Gürich, qui admet l'imprégnation contemporaine comme Hering, tandis que Polak et Rosicky ont défendu l'épigénie.

Les gisements de cette région se trouvent en réalité à plusieurs niveaux assez sensiblement différents ; mais nous avons déjà dit que ce n'était pas pour nous une preuve suffisante de l'imprégnation postérieure.

Dans l'exploitation la plus orientale, à Wernersdorf près de Radowenz, le rothliegende comprend trois termes principaux :

Rothliegende :

- 3. Conglomérat supérieur rouge, gréseux à la base.
- 2. Schistes rougeâtres ou verdâtres avec couche de porphyre intercalée localement, bancs calcaires et hornsteins.
- 1.
  - *Niveau cuivreux supérieur.*
  - Banc à galets plus gros qu'une noix, atteignant 6 mètres de puissance.
  - *Niveau cuivreux inférieur.*
  - Conglomérat inférieur.

Les minerais se trouvent là dans deux lits d'argile schisteuse, au toit et au mur d'un banc à gros galets qui termine à son toit le conglomérat inférieur et qui, lui, n'est pas imprégné. Les exploitations anciennes, vers 1864, n'avaient trouvé aux affleurements que des minerais oxydés. Suivant une règle qui paraît générale, les travaux plus récents et plus profonds ont rencontré des minerais sulfurés. Ces sulfures se présentent dans le niveau supérieur, soit en noyaux facilement dégagés de la

gangue formés, au centre, de chalcosine, à la périphérie, de pyrite faiblement cuivreuse et pouvant contenir jusqu'à 14 p. 100 de cuivre, soit en filets, gros au maximum comme le doigt, pénétrant dans la roche encaissante, soit enfin en fines imprégnations dans le conglomérat du dessous. On a trouvé, en ce point, des troncs de calamite pénétrés de chalcosine ou renfermant de véritables veines cuivreuses. Le niveau inférieur est beaucoup plus pauvre. Le cuivre est un peu argentifère et contient de faible traces d'or. Il n'est pas question d'autres métaux.

Au Nord de Wernersdorf, les schistes marneux de *Hasel*, près Goldberg, à minerais de cuivre oxydés, se trouvent plus haut dans la série, à peu près au niveau des schistes du Mansfeld dans le zechstein.

Ailleurs, à *Liebstädtel*, les minerais sont dans les conditions du niveau inférieur de Wernersdorf, au milieu de conglomérats puissants.

Polak a décrit, de ce côté, des gîtes de charbon accompagnés de calcaires bitumineux entre Liebsätdtel, Kostialow, Cziwaska et Ksakow. Là, au mur de charbon, se trouve, entre des conglomérats, un schiste argileux gris verdâtre avec restes de plantes, anthracite et minerais de cuivre. Voici deux exemples de coupes :

Conglomérat à grosseur d'une noix.	Conglomérat.
Argile sableuse.	
Argile sableuse micacée sans cuivre.	Schiste argileux avec charbon et *cuivre gris*.
Même argile verdâtre avec calamites et *cuivre*.	*Conglomérat cuprifère*.
	Schiste argileux cuprifère.
Conglomérat.	
Grès verdâtre plus argileux.	
Grès conglomérat.	Conglomérat du mur.

Une autre mine de cuivre, décrite par Grimm (*), à

(*) 1857. *B. u. H. J. d. Montan Lehranst zu Leoben*, VII, p. 79.

Kosinetz et *Strabacov*, un peu au Nord de Starkenbach, comprend un grès arkosique cuprifère à grain fin plus ou moins schisteux, d'environ $1^m,20$. Il y a là des anthracites pénétrés de cuivre.

Dans un autre gisement, à *Hohenelbe*, les minerais sont dans des schistes marneux contre le Brandschieferflötz.

Le minerai se trouve à *Oberkalna*, près Hohenelbe, dans une couche de $0^m,75$ de schistes plus ou moins marneux, intercalé dans un schiste bitumineux riche en alun, dit Brandschiefer, que les gens du pays brûlent en tas pour utiliser sa potasse comme engrais.

Silésie. — Au Nord-Est de la région précédente, une coupure du Riesengebirge est marquée par une traînée houillère qui passe à Waldenburg. Sur le flanc Nord, on retrouve des terrains permiens avec des masses de porphyres et de mélaphyres. Là, du côté de *Liegnitz*, entre *Goldberg* et *Jauer*, il repose sur le rothliegende un peu de zechstein et de grès bigarré. En même temps, reparaît un minerai de schiste cuivreux, qui a donné lieu à quelques exploitations.

On signale également, à *Hasel* et à *Conradwaldau*, en Basse-Silésie, cinq couches de schistes cuprifères à 1,50 p. 100 de cuivre intercalées dans le calcaire dolomitique du Zechstein (*).

Puis il faut franchir un nouveau saut au Nord du grand bassin carbonifère silésien et l'on arrive à la si curieuse et si problématique formation du muschelkalk de Beuthen et Tarnowitz, où, malgré les apparences, l'idée d'une introduction épigénétique me paraît la plus vraisemblable, mais dont je veux néanmoins dire quelques mots, l'apparence interstratifiée étant ici très décevante.

(*) 1881. V. Festenberg-Parkisch, *Met. Bergbau Niederchlesiens*, Wien, p. 77.

On sait en quoi consistent ces gisements silésiens, et j'en ai donné, dans mes *Gîtes métallifères*, d'après des notes prises sur place en 1892, une description, à laquelle je demande la permission de renvoyer.

Si on laisse de côté les formes superficielles, qui ont fait la fortune ancienne des gisements, mais qui tendent partout à disparaître lorsqu'on s'enfonce à 50 ou 60 mètres au-dessous de la superficie, ces minerais sont composés d'imprégnations sulfureuses dans deux niveaux principaux de calcaire dolomitique du muschelkalk, distants d'environ 20 mètres, au-dessus d'un petit lit argileux souvent chargé de sulfures métallifères, dit vitriol-letten.

Parmi ces sulfures, la blende paraît, en général, dominer de beaucoup ; la galène est beaucoup moins abondante, sauf dans quelques points spéciaux ; la pyrite, qui a complètement disparu dans la zone altérée pour donner des oxydes de fer, est considérée, même en profondeur, comme d'autant plus rare que l'on néglige les minerais sans valeur, où elle tend à dominer. Le cuivre, que nous avons vu dominer dans tous les gisements précédents auxquels nous attribuons une autre origine, n'apparaît pas ici ou à peine.

Il est à noter que ces niveaux métallifères sulfureux sont relativement minces, épais de 2 ou 3 mètres au plus et de forme lenticulaire, bien qu'assez réguliers. On a souvent constaté leur disparition absolue en s'enfonçant, et je ne crois pas que, nulle part, on les ait reconnus à plus de 1.000 à 1.500 mètres des affleurements. Leur valeur est faible et fait contraste avec celle des minerais oxydés de la superficie, où il est visible que l'on a, non pas seulement le produit d'une altération sur place, mais le résultat d'un apport par voie descendante ayant accumulé des dissolutions zincifères empruntées à de grandes quantités de minerais détruits, dans un volume considérable de terrains, pendant une longue érosion.

Cette hypothèse me paraît nécessaire pour expliquer non seulement la grande épaisseur de calamine à la surface, mais aussi l'absence presque complète de galène dans cette calamine superficielle, alors que, dans une simple altération sur place, la presque totalité des sels de plomb persistent ; mais, précisément parce que ces sels sont peu solubles, ils ne contribuent pas aux apports résultant d'un remaniement.

La faible pente des couches qui, même dans les parties inclinées, ne les fait plonger que de 60 mètres sur 500 mètres de longueur, a eu pour conséquence de maintenir une très grande partie des gisements au-dessus de la limite d'altération : limite située, comme je l'ai dit, entre 50 et 70 mètres de profondeur. Il est difficile d'affirmer, mais il est très probable qu'une grande partie de ces altérations est relativement ancienne et antérieure aux remaniements tertiaires qui ont couvert toute la superficie. En tout cas, leur rôle me paraît tout à fait incontestable, et ce n'est donc pas les gisements de surface qu'il faut envisager lorsqu'on veut s'éclairer sur l'origine première des minerais.

Pour terminer ce qui est relatif à ces altérations, on remarquera que, souvent, on observe de haut en bas, la superposition suivante : 1° oxyde de fer ; 2° calamine rouge ferrugineuse formée à peu près sur place dans le calcaire dolomitisé qui encaisse le gisement primitif et atteignant 16 à 18 mètres de puissance ; 3° calamine blanche sans oxyde de fer dans le calcaire sous-jacent non magnésien, dit sohlenkalk, où le zinc n'a pénétré que par transport. Cette calamine blanche n'a guère que 1 à 2 mètres d'épaisseur et disparaît en profondeur.

Si nous envisageons maintenant l'origine première du gîte, un fait qui apparaît aussitôt et séduit d'abord en faveur d'une origine sédimentaire, c'est l'extension des affleurements métallifères, qui se poursuivent, en décrivant

les mêmes sinuosités que les terrains encaissants, à peu près aux mêmes niveaux, sur une longueur possible de plus de 100 kilomètres, et presque certainement sur 40, de Beuthen à Bendin et Tarnowitz. C'est là de beaucoup l'argument principal en faveur d'une sédimentation contemporaine (*).

Mais, si l'on y regarde de plus près, on voit que cette imprégnation métallifère a commencé par être très irrégulière et paraît avoir profité des vides et crevasses de tous genres, comme l'auraient fait des dissolutions pénétrant dans un calcaire fissuré. Rien, dans sa disposition, ne rappelle la couche mince et régulière du Mansfeld.

Il faut ajouter que la principale zone métallifère repose directement sur une argile imprégnée de sulfures métallisés (**), la Vitriolenlette, qui a pu jouer le rôle si habituel dans tant de formations du même genre (Laurium, Sardaigne, Carthagène, Belgique), pour les plans de contact entre schistes et calcaires, qui aurait même pu, dans une certaine mesure, contribuer à la dissémination des minerais. L'étude même de gisements tels que ceux du Laurium ou de Belgique, pour lesquels l'origine filonienne ne paraît guère douteuse et qui se prolongent néanmoins sous forme de niveaux interstratifiés sur de grandes étendues, peut contribuer à nous mettre en garde.

Un point singulier est cependant l'existence assez fréquente, sinon constante, d'un autre niveau métallifère

---

(*) Récemment la discussion a été reprise entre M. Beck, soutenant la théorie épigénétique dans son *Erzlagerstätten Lehre*, et M. Gürich, défendant, au contraire, la théorie sédimentaire (*Jahresb. d. Schles. Gesel. f. Vaterl. Kultur*, 1902). Voir également, pour la théorie sédimentaire, Höfer, *Die Enstehung der Blei, Zink und Erzlagerstätten in Oberschlesien* (*Oest. Zeit. f. B. u. H.*, 1893, n° 41), et, contre elle, Poszepny, *loc. cit.*, p. 164. Les gisements du Mississipi, où les minerais ont été précipités par des hydrocarbures, sont intéressants à comparer.

(**) Elle contient quelques restes de plantes et des matières organiques qui, en toute hypothèse, ont dû contribuer à la précipitation des sulfures.

25 mètres plus haut, en pleine dolomie sans communication apparente avec le premier : niveau qui, dans certaines régions, comme dans la Cecilia Grube, vient seulement aux affleurements se confondre avec le précédent dans la zone remaniée.

A ce propos, nous remarquerons que le dépôt d'une couche sulfureuse métallique venant interrompre une formation si développée de couches calcaires est à peu près aussi inexplicable qu'une pénétration épigénétique dans deux bancs indépendants et, alors, si l'on veut soutenir la théorie sédimentaire, on se trouve en présence d'une difficulté fondamentale : celle de faire concorder les conditions de dépôt d'un calcaire avec celles d'un sulfure métallique en pareille abondance. Il est extrêmement difficile de s'expliquer, dans une mer où vivaient et pullulaient les organismes constructeurs de la craie, la présence de sulfures métalliques arrivant à se précipiter en masses, sans qu'on aperçoive même ici, comme cela a lieu dans d'autres cas, la présence d'éléments précipitants. On a, il est vrai, fait remarquer que le calcaire eucaissant était de la dolomie et l'on a interprété la présence de cette dolomie comme la preuve d'un commencement de saturation qui se serait manifesté par l'abondance spéciale des sels magnésiens, mais qui aurait dû cependant s'interrompre avant de précipiter du gypse et du sel, puisque au-dessus nous retrouvons du calcaire proprement dit. La relation des calcaires magnésiens avec les calamines est, on le sait, des plus fréquentes, et Dieulafait en avait déjà proposé une interprétation semblable. Je l'attribuerais beaucoup plus volontiers à l'altération profonde qu'ont nécessairement subie des calcaires pendant que leur blende se transformait en calamine. Dans cette altération, due à la circulation des eaux chargées d'acide carbonique, il se serait fait une concentration des traces de carbonate de magnésie contenues dans les calcaires : carbonate de magnésie subis-

sant une cémentation analogue à celle qui exagère la proportion du carbonate de zinc.

Slavonie. — Beaucoup plus au Sud-Est, en se rapprochant de la Bosnie, une formation comparable à celle du Mansfeld existe, paraît-il, à Swinitza (anciens confins militaires ou Slavonie) (*). On a là, dans un étage analogue au niveau cuivreux du rothliegende de Bohême, des schistes et grès bitumineux, avec concentration de métal autour des plantes carbonisées.

Donetz. — Sauf ce cas isolé de la Slavonie, après la Silésie, nous traversons une longue interruption apparente de la chaîne hercynienne avant d'arriver à l'Oural. Cependant il existe, dans le permien du Donetz, vers la base, des grès cuprifères, qui ont été exploités à une époque préhistorique et qui suffisent pour établir la continuité remarquable du phénomène.

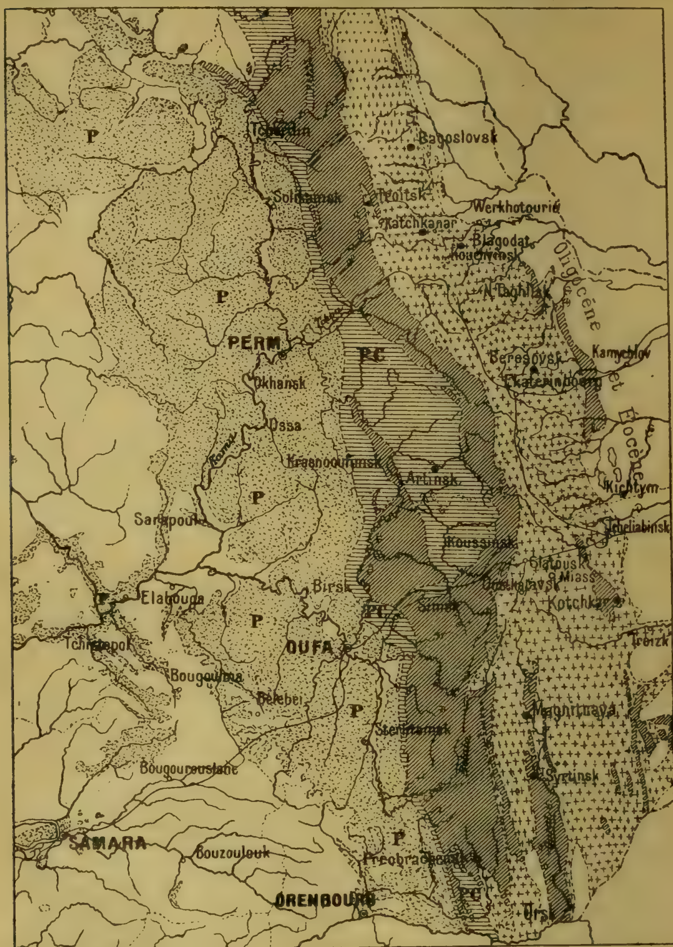
Oural (**). — Après quoi, nous retrouvons la grande chaîne hercynienne de l'Oural avec une direction Nord-Sud, qui reproduit celle des plis précambriens entre lesquels elle est insérée et que j'ai essayé ailleurs d'expliquer (***).

(*) 1858. Porth, *Verh. d. K. K. Geol. Reichs. in Wien*, XIX, p. 46.

(**) Voir, outre les bibliographies citées dans mes *Gîtes métallif.*, II, 327, et dans l'*Asie*, p. 540 : — 1893. Carte géologique de la Russie d'Europe au 1/2.600.000, par Karpinsky, Nikitin, Tschernychev, etc. — 1863. Neubert, *Die Kupfererzlager der Kargaralink Steppe* (*B. u. H. Z.*, p. 141 et 169). — 1881. Rech, *Das Kupfererzund Salzvorkommen in der perm. Form. Sud Russlands* (*Z. f. B. u. S. im. pr.*, t. XXIX, p. 276). — 1886. Nikitin, *Rech. geol. le long du chemin de fer de Samara* (*Bull. Com. geol., Petersb.*, t. V et t. VI). — 1887. Tchernychev, *Une excurs. dans les gouv. Oufa et Viatka* (*ibid.*, t. VI et VII). — 1887. Schmalhausen, *Plantes permiennes de l'Est de la Russie* (*Mém. du Com. géol.*, t. II, n° 4, en russe, avec résumé allemand). — 1889 et 1891. Krasnopolky, *Explication de la carte géologique Perm-Solikasmk au 1/420.000*; *Études sur l'Ouest de l'Oural* (*Mém. du Com. géol.*, t. XI, nos 1 et 2, en russe avec résumés allemand et français).

(***) *La Géologie et les Richesses minérales de l'Asie*, p. 221 à 224 et 540.

Le versant Ouest de l'Oural, dans la région de Perm,



P Permien — PC Permocarbonifère — Primaire (Cambrien ou carbonifère). — Roches cristallines et terrains cristallophylliens.

Carte géologique de la zone cuprifère de l'Oural (d'après la carte du comité géologique russe). — Échelle au 1 : 9.200.000.

sur les gouvernements de Perm, Oufa, Orenbourg, pré-

sente un type classique, bien que sans réelle importance industrielle, de sédiments cuprifères permiens, associés à des matières organiques. Ce type a été particulièrement étudié dans la région de Kargalinsk, à 40 kilomètres d'Orenbourg et au Nord de Perm.

On sait que la chaîne de l'Oural montre une série de zones N.-S. de roches cristallines et de terrains primaires plissés allant jusqu'au carbonifère, sur lesquels viennent reposer directement : du côté Est, des terrains éocènes; à l'Ouest, au contraire, sur de vastes étendues, des terrains permocarbonifères artinskiens (autuniens), puis permiens et triasiques (voir figure ci-contre).

A la fin du carbonifère et pendant le début du permien, tandis que la plus grande partie du continent européen était émergée, le Nord et l'Ouest de la Russie restaient recouverts par la mer (sauf peut-être quelques chaînes d'îles dans l'Oural), de telle sorte que les dépôts pélagiques de l'artinskien (autunien) succédaient progressivement à ceux du carbonifère à fusulines; mais l'époque qui correspond à l'artinskien fut marquée par un commencement de soulèvement de l'Oural, accentué pendant le rothliegende (autunien), rapide au centre, plus lent au sud (d'après Karpinski).

Alors se déposèrent, le long d'une chaîne montagneuse qui paraît avoir été continue, et en stratification discordante sur les couches primaires, une série de terrains dont la coupe est la suivante, de haut en bas :

Saxonien (Rothliegende)	Terrains rouges très pauvres en fossiles. Argiles et marnes avec intercalation de calcaires et grès.
	Grès cuprifères avec plantes.
Artinskien (Autunien)	Ensemble de marnes fissiles, grès et conglomérats.
	Calcaires gypsifères, équivalents des parties supérieures de l'artinskien.
	Artinskien discordant sur le calcaire à fusulines.

En même temps, la mer ouverte du carbonifère devait se rétrécir peu à peu, ou même disparaître pour faire place à une lagune fermée en évaporation.

Le niveau des grès cuprifères, qui nous intéresse spécialement, est formé de grès marneux gris rougeâtre avec fines intercalations de marnes grises à la base. Ces grès sont en relation intime avec le niveau de terrains rouges qui les recouvre et auquel ils passent peu à peu. Autant que par la présence des minerais, ils sont caractérisés par l'abondance des végétaux. C'est quand les végétaux deviennent fréquents que la teneur en cuivre augmente. Quelques poissons y apparaissent aussi, mais sont rares. L'ensemble des caractères paléontologiques, jusque dans les couches supérieures du grès rouge, appartient nettement au permien, point au trias, et l'on peut même douter si le zechstein est représenté.

Les minerais de cuivre sont, aux affleurements, des oxydes ou des carbonates ; suivant la règle habituelle, ils passent à la chalcosine en profondeur. On les trouve localisés sur des troncs, présentant, d'après une coupe de C. R. Förster, des tiges centrales de chalcosine enveloppées de limonite cuprifère, cuprite ferrifère et malachite. Leur zone d'extension est considérable et, notamment, de Perm à Solikamsk, sur une longueur d'environ 200 kilomètres, la carte géologique russe signale de tous côtés du cuivre. Mais l'épaisseur des grès ou conglomérats imprégnés est faible : en moyenne $0^m,1$ à $0^m,6$, rarement $1^m,5$ à 2 mètres, avec une teneur de 2 à 3 p. 100, et les imprégnations ont peu de continuité horizontalement. Un caractère très remarquable, et qui correspond bien à ce que nous avons déjà rencontré pour le Mansfeld, est l'accentuation progressive de la teneur à mesure qu'on se rapproche de l'Oural, où est par suite évidemment l'origine de la métallisation. Celle-ci commence à 500 kilomètres de la chaîne et se développe peu à peu, mais sans

jamais devenir très riche. Les exploitations, commencées en 1860, sont aujourd'hui totalement abandonnées. On n'y signale pas la présence du plomb, mais on a reconnu l'existence du vanadium : métal qui, on le sait, a été constaté à diverses reprises dans des sédiments formés aux dépens de terrains primaires : dans le Mansfeld, le Cheshire, à Mazenay, etc...

Il est bien vraisemblable que ces gisements résultent de la destruction de filons de chalcopyrite hercyniens, dont les indices sont en effet abondants dans la zone de l'Oural, située immédiatement à l'Est (il est vrai sur l'autre versant) entre Nijni-Taguilsk et Bogoslovk.

Comparaison avec d'autres régions. — Afin de montrer la généralité d'un phénomène qui présente, dans les régions les plus diverses, des caractères semblables, nous rappellerons rapidement l'existence de gisements analogues situés sur d'autres continents, soit dans le permo-trias, soit encore dans le crétacé et le tertiaire. Souvent nous retrouverons le rapprochement avec le gypse, la précipitation par les matières végétales, etc.

Dans l'Amérique du Nord, le tracé que l'on peut faire aujourd'hui de la plate-forme primitive et de sa ceinture hercynienne ou calédonienne, montre celle-ci partant, sur le versant atlantique, de Terre-Neuve et de la Nouvelle-Ecosse pour suivre les Alleghanys, atteindre les États du Sud, où elle se recourbe vers une direction Est-Ouest dans l'Arkansas et le Texas et repartir avec une direction Nord-Sud dans le Nouveau-Mexique, le Colorado, etc. Sur ce tracé, on a une série de grès cuprifères permo-triasiques, dans la Nouvelle-Ecosse, le New-Jersey, le Texas, le Nouveau-Mexique et l'Arizona.

En *Nouvelle-Ecosse*, le permien de New Annan contient des niveaux cuprifères, dans lesquels une partie du cuivre a gardé sa forme sulfurée (chalcopyrite ou chalcosine).

Les gisements de *New-Jersey*, dont l'origine paraît épigénétique, s'intercalent dans une série contenant de nombreuses diabases et mélaphyres, qui se montrent imprégnées de cuivre dans leurs amygdales, comme celles du lac Supérieur. Au voisinage, les grès triasiques sont cuprifères.

Au *Texas*, les districts de Red-River et de Brazos-River contiennent d'assez nombreux bancs cuprifères intercalés dans des couches peu inclinées de permien. Le cuivre s'est déposé souvent sur des troncs d'arbres, ou forme une poussière fine avec quelques concrétions noduleuses. Au N.-W. du *Nouveau-Mexique*, dans les monts Nacimiento, on retrouve du cuivre dans un système de grès et conglomérats triasiques, sous forme de petits liens interstratifiés. Le métal est encore ici lié à des restes végétaux (*).

Enfin, dans le Copper Bassin de l'*Arizona*, le cuivre est réparti dans des conglomérats, grès et brèches au-dessus d'un granite renfermant lui-même de nombreuses veines cuprifères qui, en profondeur, passent à la chalcopyrite. Il est possible qu'il y ait eu là remaniement presque sur place ; mais on a également soutenu qu'une imprégnation filonienne avait porté simultanément sur les fentes du granite et les interstices du grès.

Dans une autre série géologique, les couches cuivreuses du *Boléo*, en Basse Californie, s'associent à des conglomérats tertiaires mêlés de gypse et de sel, avec intercalations d'andésites et de tufs andésitiques.

A *Corocoro*, en Bolivie, et dans toute un longue zone qui s'étend sur 750 kilomètres de long et 40 kilomètres de large, des grès rouges, probablement crétacés, sont riches en minerais de cuivre (cuivre natif, etc.), sou-

(*) A Silver Reef, dans l'Utah, on connaît de même un grès argileux triasique avec plantes, dans les fissures duquel on trouve du cuivre natif ou chloruré.

vent précipités sur des végétaux et associés avec des intercalations de gypse, sel, etc.

En *Afrique*, signalons encore le grès cuprifère d'Aïn-Sefra, rapporté par les uns au permo-trias, par d'autres au cénomanien. Même fait à Senze do Itombe, dans l'Angola, où le cénomanien gréseux est imprégné de cuivre et de plomb.

A *Naukat*, dans le Ferghana (Turkestan), le cuivre se retrouve dans des grès tertiaires associés avec des marnes salifères et bitumineuses et sa précipitation est souvent en rapport avec la présence de débris végétaux carbonisés.

En *Australie* du Sud, des faits analogues ont été également signalés (*).

Conclusions. — J'ai dit, en commençant, qu'il ne me paraissait pas possible de présenter avec certitude une théorie entièrement satisfaisante des gisements stratiformes qui, dans ce mémoire, ont été après examen séparés des gîtes épigénétiques. Néanmoins, l'étude que nous avons faite met suffisamment en lumière un certain nombre de points qu'il est difficile de contester.

Tout d'abord la période permo-triasique est remarquablement caractérisée en Europe et dans l'Amérique du Nord par le développement d'imprégnations métallifères, surtout riches en cuivre, accessoirement plombifères, qui portent généralement sur des grès ou des conglomérats, accessoirement et dans des conditions un peu différentes, sur de petits lits minces argileux ou schisteux. Ce phénomène ne se reproduit dans une certaine mesure, pour des régions différentes, qu'à l'époque tertiaire. Comme la période permo-triasique est loin d'être la seule où l'on a

(*) 1888. Edgeworth David, *Cupriferous shales in permian rocks* (*Tr. of the geol. Soc. of Australasia*, Melbourne). — 1902. Biddle, *The depos. of copper by solutions of ferrous salts* (*Journ. of geology*, 430-436).

des terrains analogues ayant pu se prêter de même à une métallisation, il faut donc qu'il y ait une relation entre celle-ci et des traits tectoniques particuliers à cette période.

D'autre part, dans la série des terrains permo-triasiques, entre plusieurs couches d'apparence identique, superposées les unes aux autres, certaines seulement, une ou deux par district, ont été métallisées, tandis que des couches pareilles, inférieures ou supérieures, ne le sont pas; et parfois la métallisation porte sur des liens argileux peu propres à une imprégnation épigénétique en épargnant des terrains poreux.

Il faut ajouter que les niveaux métallisés, tout en présentant parfois une certaine constance locale, varient un peu d'une région à l'autre; ce qui nous paraît également explicable dans une hypothèse comme dans l'autre.

Quant à la forme de la métallisation, elle résulte certainement de dissolutions cuprifères précipitées dans une atmosphère réductrice, et la présence de matières organiques ou bitumineuses est très fréquemment intervenue dans cette précipitation. Il est difficile, dans le cas des grès, de la considérer comme exactement contemporaine de la sédimentation; elle paraît plutôt un peu postérieure. Cette conclusion ne s'applique pas, ou du moins n'est pas démontrée, pour les schistes et liens argileux.

Le rapprochement avec des dépôts de gypse et de sel est extrêmement fréquent. Il est vrai qu'il peut tenir simplement à l'intercalation des minerais dans le permo-trias, qui est partout, dans les mêmes régions, plus ou moins gypso-salin. Il semble cependant plus vraisemblable qu'il y a un rapport de cause à effet entre les deux phénomènes, marquant une concentration des eaux.

Enfin la venue directement filonienne et profonde du cuivre paraît peu vraisemblable, soit qu'on la suppose postérieure aux couches encaissantes, soit qu'on la croie

contemporaine. Le rapport avec des failles nourricières (rücken), est très contestable. Il y a, au contraire, un rapport manifeste entre la métallisation des couches permiennes et la proximité des massifs primaires, eux-mêmes métallisés antérieurement par des venues filoniennes, et nous avons fait remarquer, pour le Mansfeld, l'Oural, etc., que la teneur en cuivre s'accroissait quand on se rapproche de l'axe de la chaîne.

Nous croyons donc que les métaux des gisements retenus ici comme sédimentaires ont pour origine la destruction de filons préexistants dans la chaîne hercynienne et leur concentration progressive dans des bassins d'évaporation lagunaires ou désertiques, avec dépôt immédiat quand il se formait des sédiments argileux, et, au contraire, pénétration des eaux cuprifères dans le sous-sol de sable et de galets, quand la concentration se faisait au-dessus d'un semblable terrain, à la manière dont se produit la couche d'alios à la base du sable des Landes.

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME DIX-NEUVIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

CHEMINS DE FER.

OBJETS DIVERS.

BULLETIN.

LÉGISLATION ÉTRANGÈRE.

EXPLICATION DES PLANCHES

DU TOME DIX-NEUVIÈME.

Pl. I à VI. — Minerais de fer scandinaves.

Pl. VII. — Dénivellations de la voie et oscillations des véhicules de chemins de fer.

Pl. VIII et IX. — Minerais stratiformes de la chaîne hercynienne.

ERRATA DU TOME DIX-NEUVIÈME.

Page 386, 5e, 12e, 13e et 24e lignes ; page 389, 2e ligne ; page 394, 9e, 13e et 22e lignes.

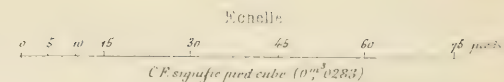
Au lieu de : Pl. I.

Lire : Pl. VII.

Tours. — Imprimerie Deslis Frères et Cie.

VOLLRATH THAM

Principales dimensions
[illegible]



Soute à minerai 16228 C.F. — Soute à minerai N° 6 32456 C.F. — Soute à minerai N° 5 6228 C.F. — Soute à minerai N° 4 6228 C.F. — Soute à minerai N° 3 32486 C.F. — Soute à minerai N° 2 32456 C.F. — Soute à minerai N° 1 15328 C.F.

Trémies de décharg^nt — Trémies de décharg^nt — Trémies de décharg^t — Trémies de déchargem^t — Trémies de déchargem^t

Machinerie électrique — Chambre des Machines — Lampes — Magasin — Magasin — Magasin

Canot de sauvetage — Canot de sauvetage

Passerelle — Chambre des Cartes — Chambre du Capitaine

Passerelle volante

Pont — Couchettes pour 12 chauffeurs — Couchettes pour 12 marins — Chaînes — Magasin

Gaillard d'avant

Pont supérieur

Maître coq — Bains — Office — Chambre des Machines — Salle de Chauffe — Chambre du Capitaine — Salle à Manger — Fumoir — Chambre du Capitaine — Réfectoire des Chauffeurs — Charpentier — Lampisterie — Réfectoire des Marins

des régions de

KKOKOSKI

Kaitum

Välkomman

Kosk

Gelli



Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque Paris



Nord
Räfvala
Formica
Myrberg
Pick
RISBERG
Saggrufvan
Moss
Busk
STRANDBERG
Höga Visan
Glopp
Jernväg



Annales des Mines. 10e Série. Tome XIX, pages 85 et suivantes.

Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque, Paris

VI

Klens-
hytte



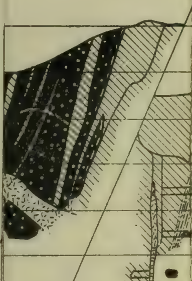
brot-
tet

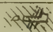
Skå

VII

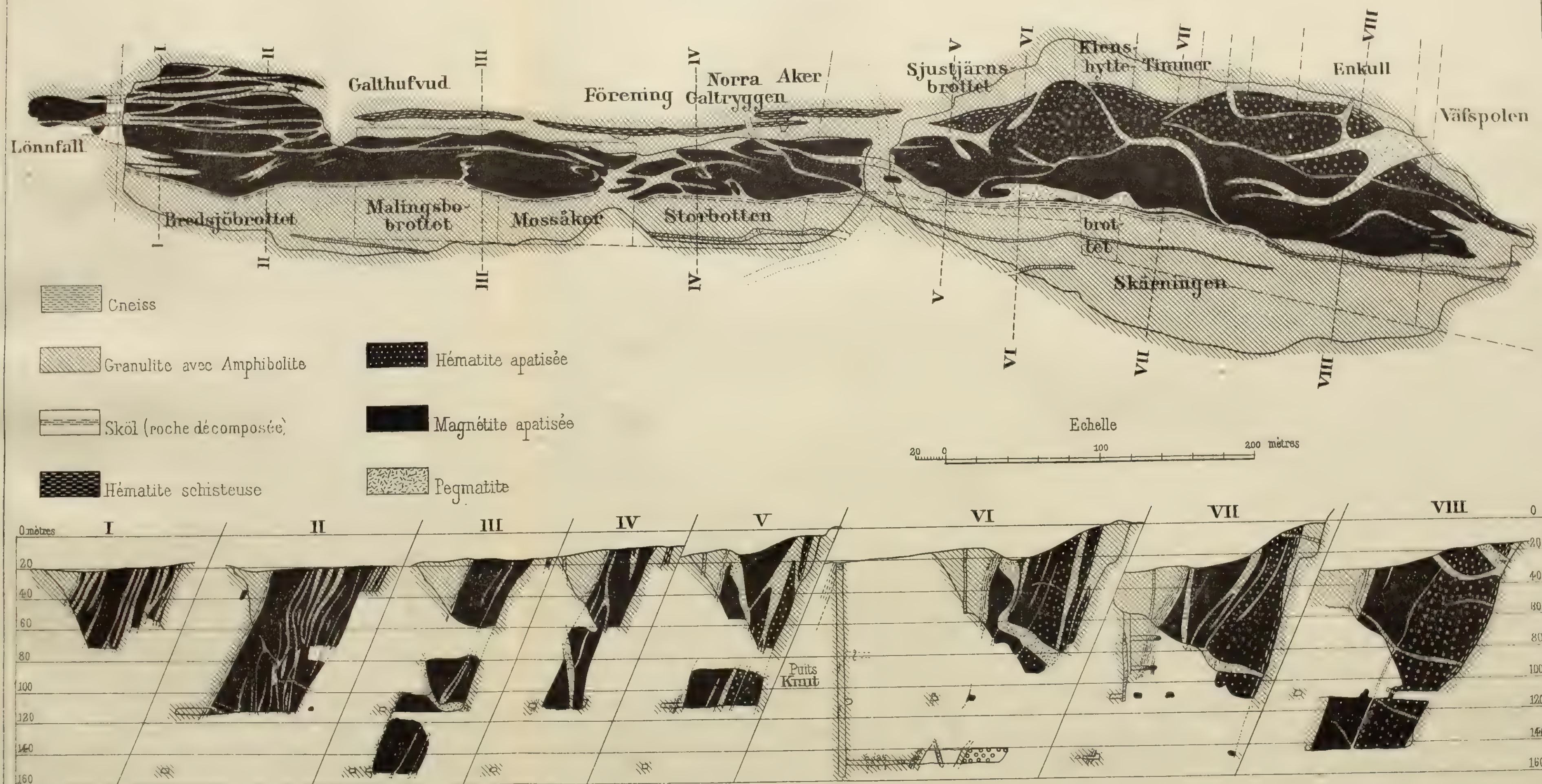
Echelle

100



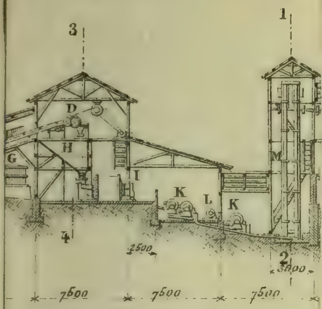


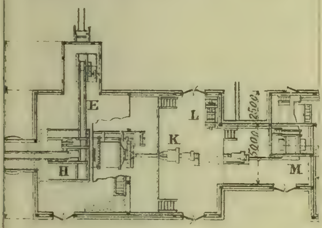
A



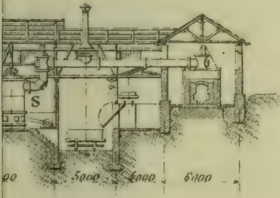
69581
Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque, Paris
Annales des Mines. 10e Série. Tome XIX, pages 85 et suivantes.

s Karrgrufvan (Norberg





Coupe 7-8.

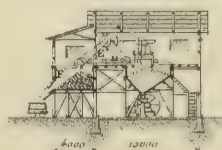


90 100 m.s

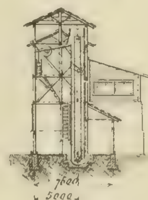
Plan de l'installation d'enrichissement et de briquetage de la mine Ostanmossa près Karrgrufvan (Norberg)

A _ Poche à minerai
B _ Concasseur.
C _ Courroie de transport
D _ Séparateur primaire.
E _ Courroie de transport pour la gangue
F _ Trémie à gangue
G _ Réservoir à eau
H _ Trémie à minerai
I _ Broyeur à boulets.
K _ Séparateurs
L _ Machine pour le courant de magnétisation des appareils.
M _ Elévateur
N _ Sécheurs à secousse.
O _ Dépôt de concentrés.
P _ Presse à briquettes
R _ Four de briquetage
S _ Gazogènes
T _ Voie de retour.
U _ Voies transversales.
V _ Dépôt de briquettes.
X _ Voie ferrée
Y _ Voie au gazogène pour charbon.

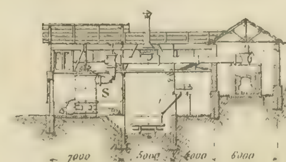
Coupe 3-4.



Coupe 1-2



Coupe 7-8.



Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque Paris

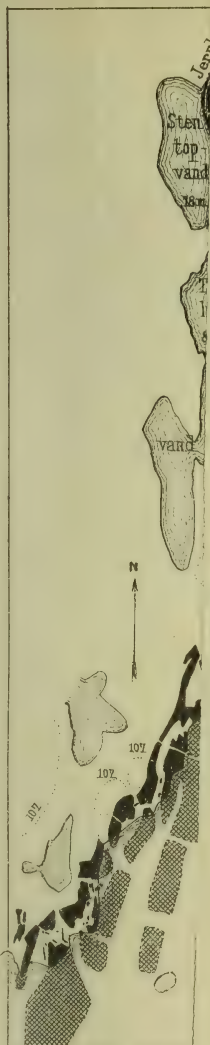


Fig. 6

minerai au Sydvaranger

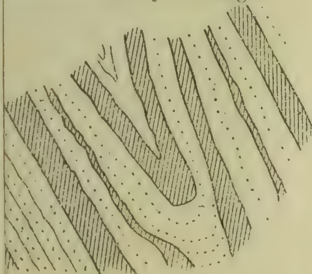


Fig. 1. — Plan de la région du Dunderland

Zones minéralisées

Vasdalen
Björnaa
Rod
Urtvand
Storforshei
Nævernes
Dunderlandsdalen
Almlien
Dunderland
Langvandet
Plura
Rossmo
kisgrube
Gildeskaal
Ranenfjord
Mo
N
0 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 Km.

Fig. 2. — Coupe au Dunderland

a Calcaire
b Schiste
c d Schistes à minerai
e Gites alternant de magnétite et calcaire
Zone minéralisée

0 5 10 15 20 25 m

Fig. 3. — Carte du Sydvaranger

Zones minéralisées

Kirkenes
Atelier de Sea
Equidistance 60 m
N
Elvenæs
Norvége
Frontière
Russie
Sandnes
Grube tyen
Boris Gleb
Skoltefossen
Bjørnevand 86 m.
Langfjorden
Fiske vand 45 m.
Ørnevand
Klister vand
Mo
Nævenskrukbunden

Fig. 4. Carte du gîte de Djornevand d'après M. Vogt.

Jernbane
Sten top vand 13 m.
Tvilling 84 m
vand
Diabase
Urvand
Bjornevand
N
0 100 200 300 400 500 m

Fig. 5. — Coupe au Sydvaranger

Filon de diabase
Cote 168
Lac Urtvand Cote 128
E 15°0
Minerai
Minerai
Minerai
Granit
Gr
Gr
Granit
Roches basiques à hornblende

Fig. 6 Allure de minerai au Sydvaranger

Minerai
Stérile

Fig.



Fig. 4

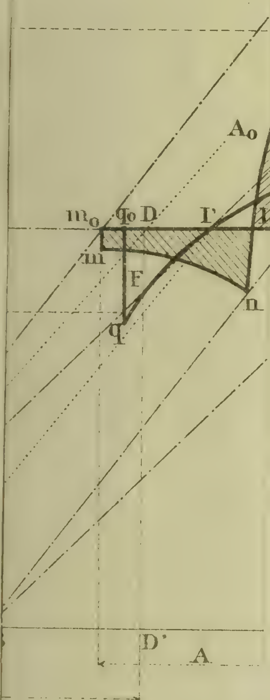


Fig. 1

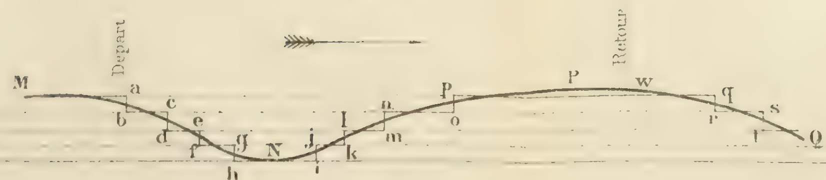


Fig. 3

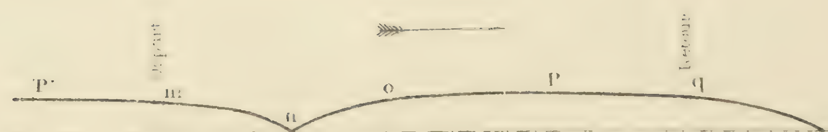


Fig. 2

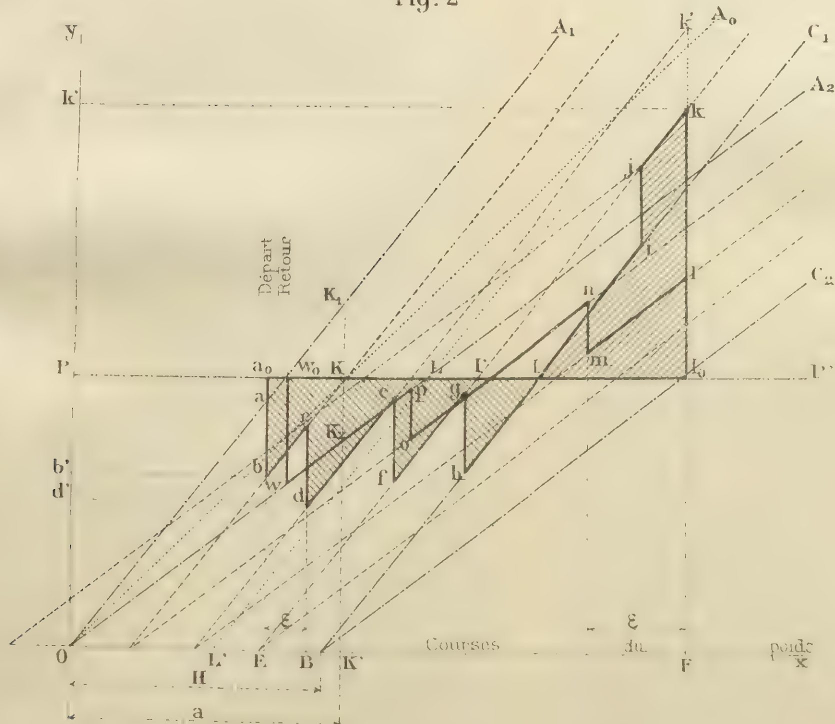
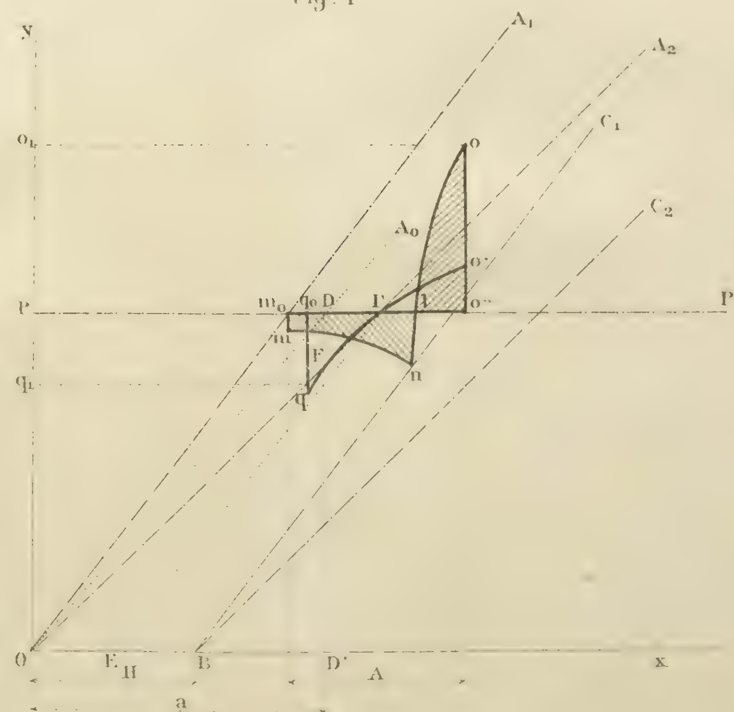
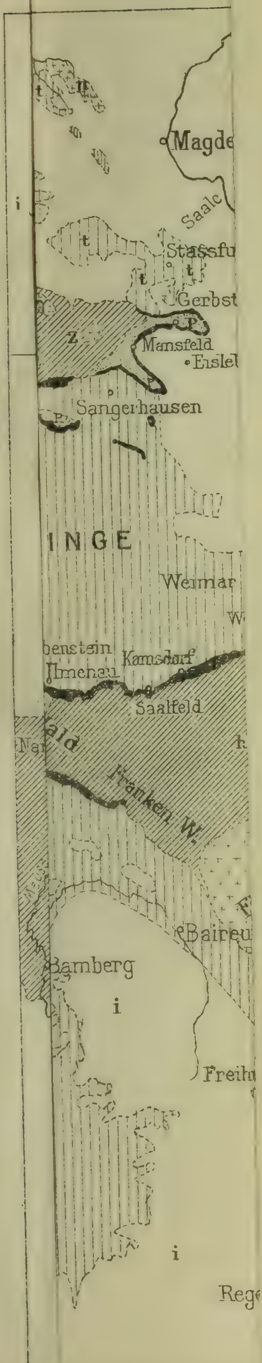


Fig. 4

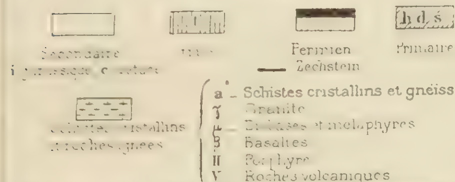


Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque, Paris



Magde
Saale
Stassfu
Gerbst
Mansfeld
Eisleb
Sangerhausen
INGE
Weimar
benstein
Kamsdorf
Ilmenau
Saalfeld
Franken W.
Baireu
Bamberg
Freihu
Reg

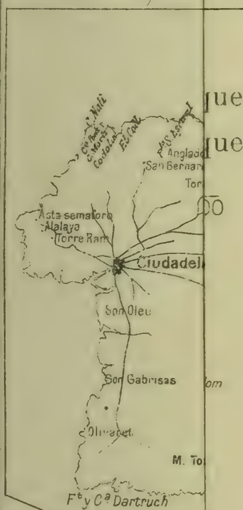
A



Potsdam
Osnabrück
Teutoburger Wald
Weser
Magdeburg
Ems
WESTPHALIE
Lippe
Solling
Rammelsberg
Brocken
Stassfurt
Gerbstedt
Mansfeld
Eisleben
Halle
Sangerhausen
Leipzig
Weissenfels
Dortmund
Duisburg
CAMPINE
Dusseldorf
Fulda
Stadtberg
Arolsen
Twiste
Kassel
Iserlohn
Altena
Sauerland
Meissen
Dresde
Lausitz
LIMBOURG
Cologne
Bergis Gladbach
Bensberg
Stahlberg
Keller W.
Frankenberg
Hesse
Sontra
THURINGE
Eisenach
Weimar
Muhlberg
Freiberg
Chemnitz
Siegen
Richelsdorf
Weissig
Aix la Chapelle
Moresnet
Stolberg
Düren
Liège
Bonn
Marburg
Liebenstein
Ilmenau
Kamsdorf
Marienb.
Annaberg
Erzgebirge
WESTER WALD
Commern
Mechernich
Wetzlar
Giessen
Saalfeld
Thuringer Wald
Schneeberg
Joachimsthal
Brux
Condroz
Eifel
NASSAU
Vogels Geb
Rhön
Schleusingen
Coblenz
Diez
Lahn
Mayen
Taunus
Büdingen
Franken W.
Fichtel Geb
Carlsbad
Famenne
Ardennes
Moselle
Wiesbaden
Frankfurt
Spessart
UNTEN FRANKEN
Baireuth
Eger
Mayence
Mein
Bamberg
Böhmer Wald
Hunsrück
Darmstadt
Oden Wald
Steiger W.
Wurtzburg
FRANCONIE
Sedan
Trèves
Luxembourg
Longwy
Palatinat
Freiburg
OBER PFALZ
Kaisers lautern
Mannheim
Heidelberg
Hardt
Wallerfangen
Saarbruck
Verdun
Metz
St Avold
Heilbronn
SOUABE
WURTEMBERG
Karlsruhe
Ries
Regensburg
Donau
Bayrischer W.

Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque. Paris


Bellebe
ri
ri
zi
Heiligenth
Helmsdorf
Augsdorf


ue
ue
Anglad
San Bernar
Tor
Asta semaforo
Alalaya
Torre Ram
Ciudadel
Son Oleu
Son Gabrisas
M. To
Fᵗ y Cª Dartruch


Cº Negro
ro³
Erdebor
grès bigarré
Hornburg
del Aire
69923

Fig. 1

Carte géologique de la région cuprifère du Mansfeld

Échelle

LÉGENDE.

Les terrains postérieurs au grès bigarré ont été supprimés

Si Grès bigarré inférieur

zi Zechstein inférieur

ro⁴ Rothliegende supérieur. ro⁵ schistes sableux, ro⁴ conglomérat de porphyre

ro³ Rothliegende moyen, ro³ grès à grains arrondis

ro² ro¹ Rothliegende moyen, ro² conglomérat moyen, ro¹ grès de Siebigerode

ri Rothliegende inférieur. ri² grès et argile schisteuse, ri¹ conglomérat inférieur

h Carbonifère

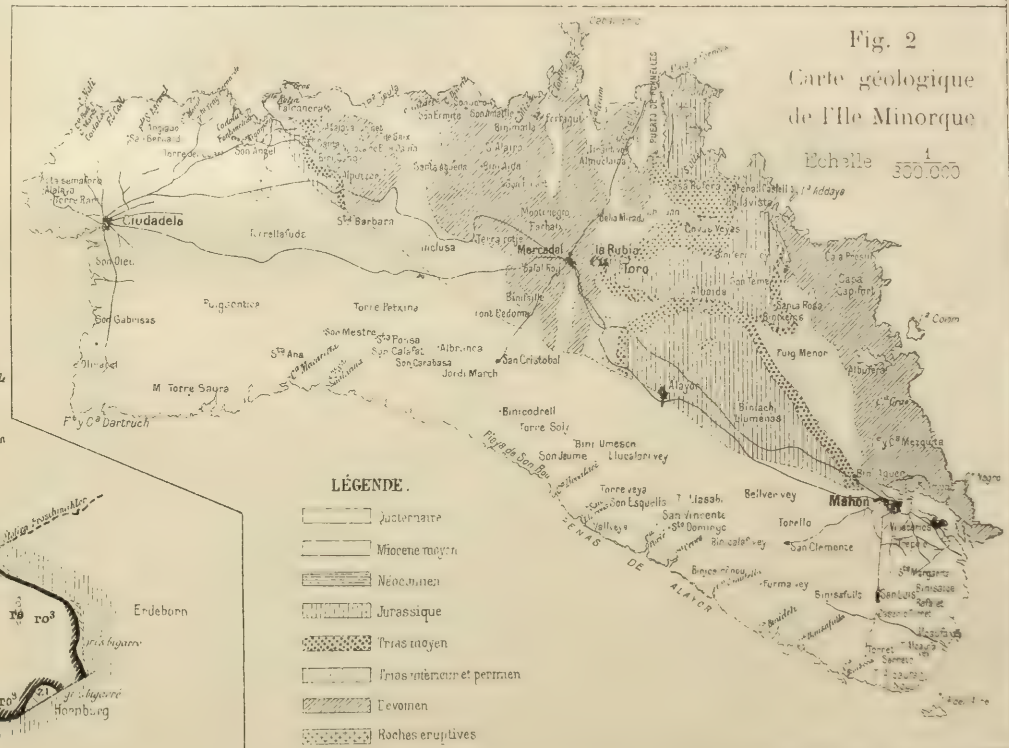
Affleurements cuprifères et niveaux d'exploitation

Failles

Galeries d'écoulement (Stollen)

700 Cotes de niveau en mètres

Sandersleben — Coennern — Hettstedt — Gerbstedt — Leimbach — Mansfeld — Klostermansfeld — Benndorf — Helbra — Eisleben — Hergisdorf — Wimmelburg — Wippra — Sangerhausen — Bischoffode — Erdeborn — Hornburg — Blankenheim — Wettelrode — Ohersdorf — Lengefeld — Wimmelrode — Piskaborn — Mollendorf — Siebigerode — Augsdorf — Heiligenthal — Lochwitz — Antielinal — Synclinal — Silurien du Harz



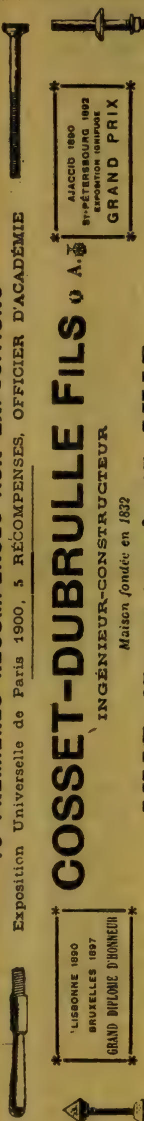
Courtier & Cie, 43, rue de Dunkerque, Paris

(Voir annonce spéciale, page 4)

ARTICLES DE JARDINAGE. – SÉCATEURS FRUITIERS

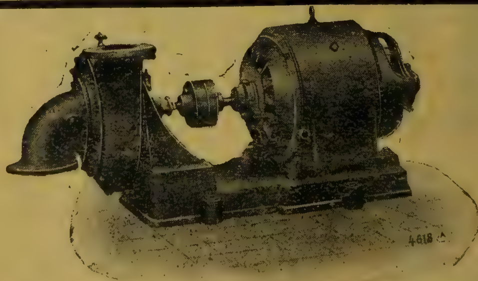
CHAISES ET BANCS DE JARDINS

ARROSOIRS, SEAUX ÉTAMÉS ET GALVANISÉS, ETC., ETC.



CONSTRUCTEUR DE TOUS APPAREILS

pour Inventeurs


4618

BALCKE & C°, PARIS

58, rue Lafayette, 58

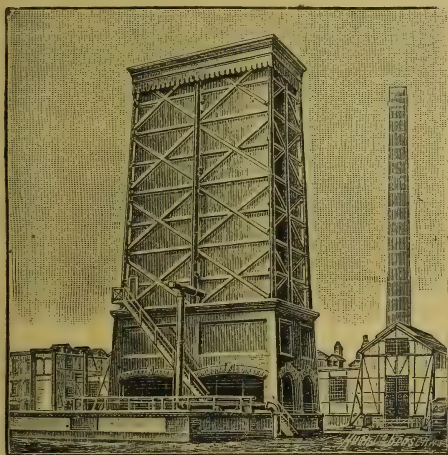
CONDENSATIONS CENTRALES

Système BALCKE

Condenseurs de Turbines pour vides très élevés

RÉFRIGÉRANTS A CHEMINÉE

en bois, fer et béton armé



Réfrigérant à cheminée, système Balcke, type en bois

POMPES TRIPLEX

pour commande par vapeur, moteur électrique ou courroie, pour alimentation et service hydraulique

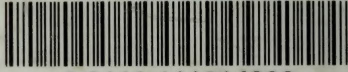
Pompes centrifuges à basse et à haute pression

COMPRESSEURS D'AIR POUR TOUTES PRESSIONS

DÉGRAISSEURS DE VAPEUR et filtres donnant de l'eau absolument propre pour l'alimentation






UNIVERSITY OF ILLINOIS-URBANA
3 0112 111814239